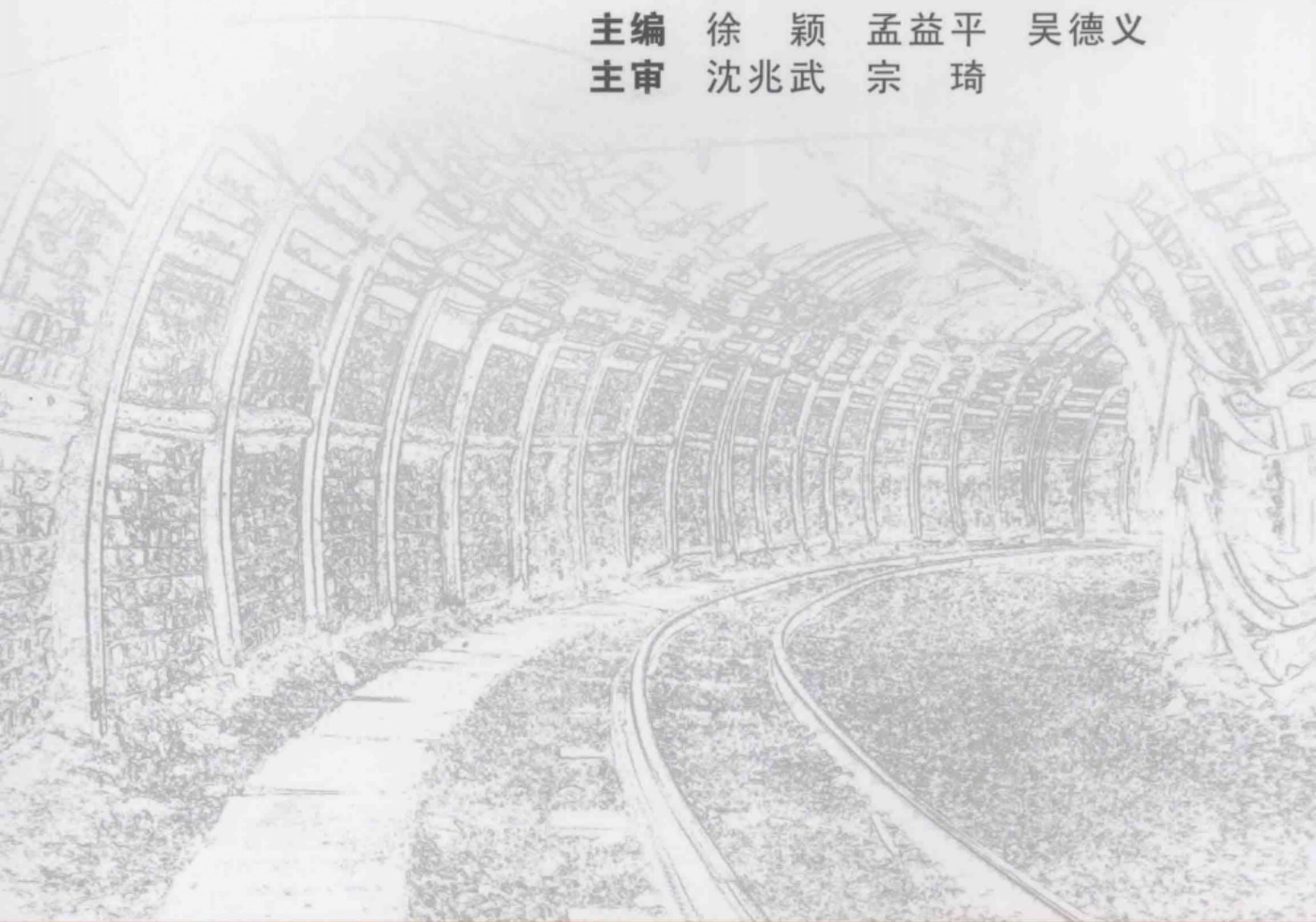




普通高等学校土木工程专业精编系列规划教材

爆破工程

主编 徐 颖 孟益平 吴德义
主审 沈兆武 宗 琦



WUHAN UNIVERSITY PRESS
武汉大学出版社



普通高等学校土木工程专业
精编系列规划教材

爆破工程

平台课课程群

理论力学
材料力学
结构力学(上)、(下)
流体力学
土力学
弹性力学
土木工程材料
土木工程概论
工程地质
画法几何及土木工程制图
画法几何及土木工程制图习题册
土木工程测量
土木工程结构试验与检测
建设工程项目管理
建设工程法规
建设工程经济
建设工程监理
工程结构荷载与可靠度设计原理
混凝土结构基本原理
钢结构基本原理
基础工程
土木工程施工技术
土木工程施工组织
土木工程计算机软件应用
土木工程专业英语

建筑工程方向课

房屋建筑学
混凝土结构设计
钢结构设计
高层建筑结构设计
土木工程造价(建筑工程方向)
土木工程专业毕业设计指南(建筑工程方向)

◆ 地下工程方向课程群

岩石力学
地下工程结构
隧道工程
边坡工程
通风安全与照明
地下工程施工技术
岩土工程测试技术
◆ 爆破工程

道路与桥梁工程方向课程群

道路勘测设计
路基路面工程
桥梁工程
道路桥梁工程施工技术
土木工程造价(道路桥梁工程方向)
桥梁工程检测与施工监控技术
桥梁抗震与抗风
土木工程专业毕业设计指南(道路桥梁工程方向)

基本数字教学资源网站链接: <http://www.stmpress.cn>

- 项目策划/ 蔡 巍
- 责任编辑/ 王亚明 孙 丽
- 责任校对/ 路亚妮
- 装帧设计/ 吴 极

ISBN 978-7-307-13238-2



9 787307 132382 >

定价: 35.00元

普通高等学校土木工程专业精编系列规划教材

爆 破 工 程

主 编	徐 颖	孟益平	吴德义
副主编	汪海波	杨自友	谢华刚
主 审	沈兆武	宗 琦	



WUHAN UNIVERSITY PRESS

武汉大学出版社

图书在版编目(CIP)数据

爆破工程/徐颖,孟益平,吴德义主编. —武汉:武汉大学出版社,2014.6
普通高等学校土木工程专业精编系列规划教材
ISBN 978-7-307-13238-2

I. 爆… II. ①徐… ②孟… ③吴… III. 爆破技术—高等学校—教材
IV. TB41

中国版本图书馆 CIP 数据核字(2014)第 085707 号



责任编辑:王亚明 孙 丽 责任校对:路亚妮 装帧设计:吴 极

出版发行:武汉大学出版社 (430072 武昌 珞珈山)

(电子邮件:whu_publish@163.com 网址:www.stmpress.cn)

印刷:武汉科源印刷设计有限公司

开本:850×1168 1/16 印张:16.5 字数:441 千字

版次:2014 年 6 月第 1 版 2014 年 6 月第 1 次印刷

ISBN 978-7-307-13238-2 定价:35.00 元

版权所有,不得翻印;凡购买我社的图书,如有质量问题,请与当地图书销售部门联系调换。

普通高等学校土木工程专业精编系列规划教材
编审委员会

(按姓氏笔画排名)

顾问:干 洪 朱大勇 任伟新 张伟林 程 桦 颜事龙

主任委员:丁克伟 徐 颖 高 飞

副主任委员:戈海玉 方达宪 孙 强 杨智良 陆 峰 胡晓军

殷和平 黄 伟

委员:马芹永 王 睿 王长柏 王佐才 韦 璐 方诗圣

白立华 刘运林 关 群 苏少卿 李长花 李栋伟

杨兴荣 杨树萍 肖峻峰 何夕平 何芝仙 沈小璞

张 洵 张 速 张广锋 陈 燕 邵 艳 林 雨

周 安 赵 青 荣传新 姚传勤 姚直书 袁文华

钱德玲 倪修全 郭建营 黄云峰 彭曙光 雷庆关

总责任编辑:曲生伟

秘 书 长:蔡 巍

特别提示

教学实践表明,有效地利用数字化教学资源,对于学生学习能力以及问题意识的培养乃至怀疑精神的塑造具有重要意义。

通过对数字化教学资源的选取与利用,学生的学习从以教师主讲的单向指导的模式而成为一次建设性、发现性的学习,从被动学习而成为主动学习,由教师传播知识而到学生自己重新创造知识。这无疑是锻炼和提高学生的信息素养的大好机会,也是检验其学习能力、学习收获的最佳方式和途径之一。


本系列教材在相关编写人员的配合下,将逐步配备基本数字教学资源,其主要内容包括:

课程教学指导文件

- (1)课程教学大纲;
- (2)课程理论与实践教学时数;
- (3)课程教学日历:授课内容、授课时间、作业布置;
- (4)课程教学讲义、PowerPoint 电子教案。

课程教学延伸学习资源

- (1)课程教学参考案例集:计算例题、设计例题、工程实例等;
- (2)课程教学参考图片集:原理图、外观图、设计图等;
- (3)课程教学试题库:思考题、练习题、模拟试卷及参考解答;
- (4)课程实践教学(实习、实验、试验)指导文件;
- (5)课程设计(大作业)教学指导文件,以及典型设计范例;
- (6)专业培养方向毕业设计教学指导文件,以及典型设计范例;
- (7)相关参考文献:产业政策、技术标准、专利文献、学术论文、研究报告等。

 本书基本数字教学资源及读者信息反馈表请登录www.stmpress.cn下载,欢迎您对本书提出宝贵意见。

前言

本书是按照高等学校土木工程学科专业教学指导委员会颁布的《高等学校土木工程本科指导性专业规范》的教学基本要求,根据土木工程专业卓越工程师培养计划的要求,结合新形势下教学改革趋势和土木工程类院校的教学特点,整合了编者长期从事工程爆破的实践和教学经验,为普通高等院校土木工程专业编写的教材。在内容上,本书紧密结合工程爆破的行业特点和《爆破安全规程》(GB 6722—2003),新实施的国家标准、行业标准及规范等,力求将炸药与爆炸的基本理论、工业炸药、起爆器材与起爆方法、岩石爆破作用原理、隧道爆破、深孔爆破、硐室爆破、拆除爆破、爆破安全技术和钻孔机械等内容和具体工程爆破实践结合起来,内容全面,资料新颖,强调系统性、实用性。书中提供了较多的工程实例和例题,每章前面均列有内容提要和能力要求,后面均列有知识归纳、独立思考及参考文献,以便于读者学习。

本书由安徽理工大学徐颖、合肥工业大学孟益平、安徽建筑大学吴德义担任主编,安徽理工大学汪海波、安徽建筑大学杨自友、铜陵学院谢华刚担任副主编。

具体编写分工为:

安徽理工大学,徐颖(前言、第1章);

安徽建筑大学,杨自友(第2章);

安徽理工大学,汪海波(第3章、第6章);

安徽建筑大学,吴德义(第4章);

合肥工业大学,孟益平(第5章、第8章、第9章);

铜陵学院,谢华刚(第7章)。

本书由安徽理工大学徐颖和傅菊根负责统稿和定稿。中国科学技术大学沈兆武和安徽理工大学宗琦担任本书的主审,并提出了许多宝贵的意见,特致敬意。

本书在编写过程中参考了有关书籍,在此表示感谢。

由于编者水平有限,书中疏漏、错误之处在所难免,敬请读者指正。

编 者

2014年5月

目录

1 绪论	(1)
1.1 爆破工程的现状与发展	(2)
1.2 爆破工程的主要研究内容	(4)
1.3 爆破方法和爆破技术的分类	(6)
1.4 工程爆破技术的发展趋势	(8)
独立思考	(9)
参考文献	(9)
2 炸药爆炸基本理论	(10)
2.1 概述	(11)
2.2 炸药氧平衡和化学参数	(13)
2.3 炸药的起爆与感度	(19)
2.4 炸药的爆轰理论	(24)
2.5 炸药的爆炸性能	(30)
知识归纳	(36)
独立思考	(36)
参考文献	(36)
3 爆破材料和起爆方法	(38)
3.1 工业炸药	(39)
3.2 起爆材料	(49)
3.3 起爆方法	(56)
知识归纳	(70)
独立思考	(70)
参考文献	(70)
4 爆破破岩机理	(71)
4.1 岩石爆破理论发展阶段	(72)
4.2 岩石中的爆炸应力波	(73)
4.3 岩石爆破作用	(78)
4.4 炸药在岩石中的爆破破坏过程	(80)
4.5 爆破漏斗理论	(81)
4.6 光面爆破与预裂爆破	(87)
4.7 微差爆破	(90)
4.8 聚能效应	(92)
4.9 装药量计算原理	(96)
4.10 影响爆破作用的因素	(98)

知识归纳	(105)
独立思考	(105)
参考文献	(106)
5 露天爆破	(107)
5.1 爆破工程地质	(108)
5.2 露天浅孔爆破	(117)
5.3 露天深孔爆破	(119)
5.4 硐室爆破	(133)
知识归纳	(148)
独立思考	(148)
参考文献	(149)
6 地下工程爆破	(150)
6.1 概述	(151)
6.2 井巷掘进爆破	(151)
6.3 隧道掘进爆破	(164)
6.4 地下采矿爆破	(177)
知识归纳	(187)
独立思考	(187)
参考文献	(188)
7 拆除爆破技术	(189)
7.1 拆除爆破原理	(190)
7.2 拆除爆破设计	(191)
7.3 基础类构筑物的拆除爆破	(194)
7.4 高耸构筑物的拆除爆破	(198)
7.5 楼房拆除爆破	(202)
7.6 水压爆破	(208)
知识归纳	(210)
独立思考	(210)
参考文献	(210)
8 爆破安全与管理	(211)
8.1 爆破危害	(212)
8.2 爆破地震及其控制	(212)
8.3 塌落振动及其控制	(215)
8.4 爆破冲击波、噪声及其控制	(216)
8.5 爆破飞石安全距离及其防护	(219)
8.6 爆破有害气体	(221)
8.7 早爆、拒爆及其预防	(222)
8.8 爆破与环境保护	(228)
8.9 爆破安全管理	(229)
8.10 爆破安全法规简介	(236)

知识归纳	(241)
独立思考	(242)
参考文献	(242)
9 凿岩机械	(243)
9.1 机械凿岩原理	(244)
9.2 浅孔与中深孔凿岩机械	(245)
9.3 深孔凿岩机械	(249)
知识归纳	(253)
独立思考	(253)
参考文献	(253)

绪 论

课前导读

▽ 内容提要

本章的主要内容包括爆破工程的现状与发展历程，爆破工程的主要内容，爆破方法与爆破技术的分类，工程爆破技术的发展趋势。本章的教学重点及难点为爆破方法与爆破技术的分类。

▽ 能力要求

通过本章的学习，学生应了解爆破工程的现状与发展历程、趋势，熟悉爆破工程的主要内容，掌握爆破方法与爆破技术的分类。

1.1 爆破工程的现状与发展

爆破工程技术是一门相当古老的学科,有着悠久、曲折的发展历史。爆破工程技术是利用炸药爆炸能量,使爆破对象发生变形、破碎、移动和抛掷,达到预期目的的一门技术。其理论基础是炸药及其爆炸理论、固体中的应力波理论、固体强度理论、岩石动力学等,内容十分广泛。爆破工程技术不仅在土木工程施工中得到了广泛应用,而且在采矿、水利水电、国防、军事等众多领域中也得到了广泛应用。在未来一定时期内,爆破工程技术仍将是岩石开挖的主要手段,因此,学好本课程具有重要的意义。

1.1.1 工业炸药和爆破器材的历史与现状

人类对爆炸的研究与应用源于我国黑火药的发明和发展。早在公元 803 年的唐代,我国人民就发明了用硫黄、硝石和木炭 3 种成分配制的黑火药。黑火药开始时运用于战场,用其燃烧性攻击对方,后来利用其爆炸性破坏建筑物和杀伤有生力量。公元 1000 年,我国已出现“蒺藜火毯”,铁炮等爆炸性武器(震天雷),南宋抵抗元兵时使用了铁炮,后来黑火药用于攻城战斗。13 世纪中期,黑火药由阿拉伯国家传入欧洲。17 世纪初,西欧、北美一些国家相继用黑火药进行爆破作业;1627 年,匈牙利人第一次把黑火药应用于岩石爆破。与原来的火烧法破裂岩石相比,黑火药爆破岩石的效果大为提高。

现代炸药的合成始于 18 世纪。1771 年,英国的 P. 沃尔夫首先合成苦味酸。它是一种黄色结晶体,最初作为黄色染料使用,黄色炸药的名称便由此而来。1779 年,英国化学家 E. 霍华德发明了雷汞。雷汞是一种起爆药,用于配制火帽击发药和针刺药,也可用于装填爆破用的雷管。1831 年,出现了以黑火药为药芯的毕氏导爆索。1838 年, T. J. 佩卢兹首先发现棉花浸于硝酸后可发生爆炸。1845 年,德国化学家 C. F. 舍恩拜将棉花浸于硝酸和硫酸混合液中,洗掉多余的酸液后,发明了硝化纤维。硝化纤维很不安定,曾多次引起火药库爆炸事故。1846 年,意大利化学家 A. 索布雷把半份甘油滴入一份硝酸和两份浓硫酸混合液中,首次制得了硝化甘油。1859—1862 年,瑞典的 A. B. 诺贝尔和他的父亲、弟弟用“温热法”降服了硝化甘油,使之能够比较安全地成批生产。1863 年,德国人 J. 威尔勃兰德发明了梯恩梯(TNT)。梯恩梯的化学成分为三硝基甲苯,是一种威力强而又安全的炸药,即使被子弹击穿一般也不会发生燃烧和起爆。1866 年, A. B. 诺贝尔发明了以硅藻土为吸收剂的高威力硝化甘油炸药(Dynamite 炸药)。1867 年,瑞典科学家诺贝尔发明了以雷汞为主要原料的火雷管。1867 年,奥尔森(Olsson)和诺宾(Norrbein)发明了由硝酸铵和各种燃料制成的混合炸药之后,工业炸药步入了多品种的时代,并奠定了硝铵类炸药与硝甘类炸药相互竞争发展的基础。1885 年,法国开始将苦味酸用于装填弹药。1887 年,诺贝尔将硝酸铵加入达纳炸药,用于代替部分硝化甘油,制成了更加安全而廉价的“特种达纳炸药”。1919 年出现了以太安 $[C_5H_3(ONO_2)_4]$, 四硝化戊四醇,简称 PETN]为药芯的导爆索;1927 年在瞬发雷管的基础上研制成功了秒延期电雷管;1946 年研制成功了毫秒延期电雷管;1956 年库克发明了浆状炸药,解决了硝铵炸药的防水问题,世界工业炸药进入了以廉价硝酸铵为主体的硝铵类炸药新时期,其主要品种有多孔粒状铵油炸药、含水浆状炸药、水胶炸药、乳化炸药等,大大推动了我国爆破工程技术的快速发展。1967 年瑞典诺贝尔公司研制的导爆管起爆系统,进一步增进了炸药起爆的安全性。

我国的工业炸药品种已由新中国成立初期的黑火药、硝铵炸药、硝化甘油炸药,发展到了铵梯炸药、铵油炸药、浆状炸药、水胶炸药、乳化炸药等多个工业炸药品种,此外还有新研制的膨化硝铵

炸药和粉状乳化炸药。工业炸药的生产工艺和产品质量也得到了不断提高,乳化炸药及粉状乳化炸药已实现全连续化及连续化生产,达到了国际先进水平。我国成功研制与推广应用了非电导爆管和工业导爆索、无起爆药工业雷管,并向瑞典诺贝尔公司转让了无起爆药工业雷管技术。工业雷管除了火雷管和瞬发雷管外,还发展了毫秒延期电雷管、非电雷管、高精度 30 段和 60 段的毫秒延期雷管,同时成功研制出了超高精度的电子延期雷管,缩短了我国雷管工业与国际先进水平的差距。乳化炸药及其相关技术已出口到瑞典、俄罗斯、德国、蒙古国、哈萨克斯坦、越南、缅甸、赞比亚等国,为国家经济建设作出了重大贡献。

我国是爆破器材生产和消耗大国,已经建立了比较完整的爆破器材生产、流通和使用体系。全国现有爆破器材生产企业 146 家,其中雷管生产企业 55 家。2010 年工业炸药产量达到 351 万吨,工业雷管产量达到 24 亿发,工业索类火工品产量达到 1.5 亿多米,油气井用、地震勘探用及特种爆破的爆破器材也有相当的规模。我国已于 2008 年 1 月 1 日起停止生产导火索、火雷管和铵梯炸药,自 2008 年 6 月 30 日起停止使用。这标志着我国爆破器材在科学发展观的指导下,进入到了一个依靠技术进步、提升民爆产品质量的发展新阶段。

1.1.2 我国爆破工程的现状与发展

我国爆破工程技术的发展与国家经济建设的需要和发展密不可分。新中国成立初期,国家为了恢复经济,发展生产,突出抓交通、矿山和水利工程设施的修复与建设工作。爆破工程技术在成渝铁路施工、大批矿山复产与开工以及治淮工程和荆江分洪水利工程建设中都发挥了巨大作用。然而,当时我国爆破工程技术十分落后,基本上处于以手风钻和钢钎人工打眼、装药放炮为主的阶段,而且爆破器材品种单一、性能低劣,使得爆破作业的工作效率低、劳动强度大、安全可靠差。

自 1955 年起,我国爆破工程开始步入新的阶段,主要体现在深孔爆破技术的逐渐推广应用及硐室爆破技术的引进和应用。例如,在矿山建设方面,于 1956 年聘请苏联专家在甘肃省白银厂铜矿采用大抵抗线集中药包实施了万吨级的爆破剥离任务;在铁路建设方面,将硐室爆破应用到了宝成线、广厦线等路堑开挖工程;在水利建设方面,1958 年起定向爆破筑坝技术在东川口水库、石郭溪一级水电站和南水水电站爆破工程中相继成功应用。这些都充分体现了爆破工程技术的蓬勃发展景象,为国家经济建设做出了重大贡献,为硐室爆破技术的发展与推广应用奠定了坚实的基础。但是,由于理论研究和普及工作跟不上形势发展的需要,爆破效果和工程质量不够理想,因此对硐室爆破技术的声誉也造成了一些不利的影响。

1970 年以后,随着预裂爆破、光面爆破、水下爆破和城市建筑物拆除爆破的研究与应用,以及大爆破技术的日益成熟,爆破工程技术有了进一步的发展。1971 年,四川狮子山矿区露天大爆破是继白银厂大爆破后又一次达到世界水平的万吨级大爆破,总装药量为 10162.22 t,爆破量为 $114 \times 10^5 \text{ m}^3$ 。1971 年 7 月,我国首次在辽宁清河热电厂供水隧洞进水口进行了岩塞爆破;1979 年 5 月,在丰满进行了国内规模最大的水下岩塞爆破工程,岩塞直径 11 m,装药量 4075.6 kg,爆破土石方 4419 m^3 。

航道疏浚是水下爆破的主要工程项目之一。早在新中国成立初期,为开通水上运输,对长江三峡航道进行了大量水下炸礁工作,经过十多年的努力,终于使三峡航道达到了夜航上水的程度。20 世纪 70 年代初,广州黄埔大濠洲 2km 航道 $5 \times 10^5 \text{ m}^3$ 水下炸礁的成功,创造了水下爆破水面作业国际先进水平的施工方法。

自 1958 年东北工学院(现为东北大学)井巷爆破教研室在国内首次应用定向控制爆破技术拆除钢筋混凝土烟囱之后,拆除爆破技术引起了普遍重视和全面推广。1973 年,北京铁路局采用控

制爆破拆除了旧北京饭店约 2200 m^2 钢筋混凝土结构的地下室,并且保证了周围建筑群、交通和人员的安全。1976 年,中国人民解放军工程兵工程学院(现中国人民解放军理工大学)运用控制爆破技术安全地拆除了天安门广场两侧总面积达 $1.2 \times 10^4 \text{ m}^2$ 的三座大楼。这标志着城市拆除控制爆破技术已进入到一个新的阶段。1979 年,铁道部第四勘测设计院应用水压控制爆破,安全拆除了一个长 5.7 m 、宽 3.6 m 、高 2.7 m 和壁厚 0.5 m 的钢筋混凝土高压滤水罐。

近 20 年来,爆破技术水平有了很大提高,通过各类爆破工程的实践,积累了丰富的经验。例如,1990 年广东惠州港采用定向爆破方法成功进行了移山填海浸淤修筑码头,在这次爆破中采用小平面条形药包达到了缓坡地形的远距离抛掷,使岸、岛之间 230 m 海域实现抛石回填,有效抛掷率为 63% ;1992 年 12 月 28 日,广东珠海炮台山的移山填海大爆破工程,总装药量近 $1.2 \times 10^4 \text{ t}$,一次爆破总土石方量达 $1.085 \times 10^7 \text{ m}^3$,抛掷率为 51.36% ,控制方向的飞石抛掷距离不超过 300 m ,邻近 600 m 的民房没有被破坏,达到了安全要求,并在 90 个有效工作日内完成了设计施工任务。

随着凿岩机具的改进和优质安全爆破器材产品的系列化和配套的日臻完善,中、深孔控制爆破技术的推广应用产生了蓬勃生机,使原有的光面爆破、预裂爆破和微差爆破等爆破技术更为精湛,更为安全可靠,并且得到了更为广泛的推广应用。例如,广西柳州高速公路超深孔高台阶光面爆破(台阶高达 27 m);青岛市环胶州湾高速公路山角村段一次实施了长 470 m 、共 203 排、3080 孔的深孔拉槽控制爆破;大区多排微差爆破技术在大冶、南芬和水厂铁矿的应用,一次微差爆破段数达 100 余段,炮孔数超过 500 个的规模;港深公路梧桐山运营隧道二期工程超小硐距掘进控制爆破施工经验、葛洲坝工程二江电厂基础大面积(19000 m^2)开挖深孔预裂爆破成缝防震的应用和长江三峡永久船闸 68 m 深的直立槽开挖的双重预裂(光面)、双重缓冲爆破技术等,都体现了该技术的最新进展和广阔的应用前景。

1980 年 4 月,我国将控制爆破技术应用于人体疾病的治疗,成功地进行了世界首例应用爆破碎石法治疗人体膀胱结石的临床手术。之后,又成功地进行了微爆炸破碎人体肝胆管内结石的临床手术。

在机电工程中,爆炸加工技术发展迅速,如爆炸成形、爆炸焊接、爆炸复合、爆炸切割等;利用爆炸能可以人工合成金刚石;在石油地质部门,爆破用于坑探、掘进、地震勘探、油井和气井爆破等;采用高温爆破法可清除高炉、平炉和炼焦炉中的炉瘤或破碎金属炽热物等。

爆破技术还在平整土地、造田、伐木、驱雹、深耕及森林灭火等方面得到了推广应用。在军事工程方面,爆破技术的应用也非常广泛。

1.2 爆破工程的主要研究内容

目前,爆破工程已从传统的岩土爆破渗透到了国民经济建设的各个领域,在国民经济建设的众多领域发挥了巨大作用,产生了良好的社会、经济效益,甚至已超越了常人对“爆破”的传统理解和认识。现代爆破工程的主要研究内容如图 1-1 所示。

爆破工程作为人类改造自然的有力工具,具有特定的工程对象和质量、安全、工期及主要技术经济指标等目标要求。项目密切结合工程实际,爆破效果要通过实践进行评价和检验。因此,爆破工程的设计和施工要做到技术可行、经济合理和安全可靠。

技术可行是指爆破设计方案所采用的各项技术在施工中是可行的,通过精心设计,能够达到预期的工程目标和各项要求。

经济合理是指爆破工程的设计和施工不仅能够实现工程项目提出的主要技术和质量指标,而且有可能降低爆破成本,避免因爆破不当引起额外和后期工作项目。



图 1-1 现代爆破工程的主要研究内容

安全可靠是指采取必要的安全防护和监测措施,保证爆破作业与环境安全,把爆破地震、空气冲击波、个别飞散物、有害气体、噪声、粉尘和对生态环境的不良影响等爆破公害限制在允许范围以内,以保证施工与爆破安全。

1.3 爆破方法和爆破技术的分类

爆破方法即爆破作业的步骤,是指先在要爆破的介质中钻出炮孔、开挖药室或在其表面敷设炸药,然后放入起爆雷管引爆。

根据敷设炸药方式的不同,爆破方法主要分为以下三大类。

(1) 炮孔法

在介质内部钻出各种孔径的炮孔,经装药、放入起爆雷管、堵塞孔口、连线等工序起爆的,统称炮孔法爆破。炮孔法是岩土爆破技术的基本形式。

(2) 药室法

它是先在山体内开挖坑道、药室,然后装入大量炸药的爆破方法。其一次能爆下的土石方数量几乎是不受限制的,在每个药室里装入的炸药有多达千吨以上的。药室法爆破广泛应用于露天开挖堑壕、填筑路堤、基坑等工程,特别是在露天矿的剥离工程和筑坝工程中能有效地缩短工期,节省劳动力,而且需用机械设备少,不受季节和地方条件的限制。

(3) 裸露药包法

它是一种不需要钻孔,直接将炸药包贴放在被爆物体表面进行爆破的方法。它在清扫地基的破碎大孤石和对爆下的大块石作二次爆破等工作方面具有独特作用,是常用的有效方法。

按药包空间形状,爆破方法分为以下四种。

(1) 集中药包法

当药包的最长边长不超过最短边长的4倍时,称为集中药包。集中药包法通常应用在药室法爆破和药壶法爆破中。集中药包起爆后产生的冲击波以均匀辐射状作用到周围的介质上。

(2) 延长药包法

当药包的最长边长大于最短边长或直径的4倍时,称为延长药包。实践中通常使用的延长药包,其长度要大于17倍药包直径。延长药包法常常应用于深孔爆破、浅孔爆破和药室中的条形药包爆破中。延长药包起爆后,爆炸冲击波以柱面波的形式向四周传播并作用到周围的介质上。

(3) 平面药包法

当药包的直径大于其厚度3~4倍时,称为平面药包。人们通常预先把炸药做成油毛毡或毛毯形状,使用时将其切割成块,包裹在介质表面,用于机械零件的爆炸加工。平面药包起爆后,大多数能量散失到空气中,只有与炸药接触的介质表面才受到爆炸作用,爆炸冲击波近似为平面波。

(4) 异形药包法

为了达到某种特定的爆破作用,可以将炸药做成特定的形状。其中,应用最广泛的是聚能爆破法。它是将装药的一端加工成圆锥形的凹穴或沟槽,使爆轰波按圆锥形凹穴或沟槽的表面聚焦在它的焦点或轴线上,形成高能射流,击穿与它接触介质的某一部位。这种药包可用于切割金属板材、大块岩体的二次破碎以及在冻土中穿孔等。

在上述爆破方法的基础上,根据各种工程目的和要求采取不同的药包布置形式和起爆方法,形成了许多各具特色的现代爆破技术,主要有以下几种。

(1) 毫秒延期爆破

毫秒延期爆破是20世纪40年代出现的爆破技术。它利用毫秒延期雷管或连接在起爆网路上的延期装置,可以实现延期的时间间隔,一般以13~25 ms为一个间隔时间段。通过不同时差组成的爆破网路,一次起爆后可以按设计要求顺序使各炮孔内的药包依次起爆,从而获得良好的爆破

效果。

毫秒延期爆破的特点是各药包的起爆时间相差很小,被爆破的岩块在移动过程中互相撞击,形成极其复杂的能量再分配,使岩石破碎均匀,缩短抛掷距离,减弱地震波和空气冲击波的强度。其既可改善爆破质量,不致砸坏附近的设施,又能提高作业机械的使用效率,获得较大的经济效益,在采矿和采石工程中有广泛的应用。

(2) 光面爆破和预裂爆破

光面爆破和预裂爆破是 20 世纪 50 年代末期,由于钻孔机械的发展而出现的一种密集钻孔、小装药量的爆破新技术。在露天堑壕、基坑和地下工程的开挖中,采用光面爆破或预裂爆破可使边坡形成比较陡峻的表面,使地下开挖的坑道面形成预计的断面轮廓线,避免超挖和欠挖,并能保持围岩的稳定。

实现周边光面爆破的技术措施有两种:一是开挖至边坡线或轮廓线时,预留一层厚度为炮孔间距 1.2 倍左右的岩层,在炮孔中装入低威力的小药卷,使药卷与孔壁间保持一定的空隙,爆破后能在孔壁面上留下半个炮孔的痕迹;另一种方法是先在边坡线或轮廓线上钻凿与壁面平行的密集炮孔,首先起爆以形成一个沿炮孔中心线的破裂面,以阻隔主体爆破时地震波的传播以及应力波对保留面岩体的破坏作用。这两种爆破的效果无论是形成光面或保护围岩稳定,均比普通爆破好,是隧道和地下厂房以及路堑和基坑开挖工程中常用的爆破技术。

(3) 定向爆破

20 世纪 50 年代末期至 20 世纪 60 年代初期,在我国推行过定向爆破筑坝技术,3 年左右时间内用定向爆破技术筑成了 20 多座水坝。其中广东韶关南水大坝(1960 年)一次装药 1394.3 t,爆破土石方 226 万立方米,填成了平均高度为 62.5 m 的大坝,技术上达到了国际先进水平。

定向爆破是利用最小抵抗线在爆破作用中具有方向性的特点,设计时利用天然地形或人工改造后的地形使最小抵抗线指向需要填筑的目标。这种技术已广泛地应用在水利筑坝、矿山尾矿坝和填筑路堤等工程上。它的突出优点是在极短时期内通过一次爆破完成土石方工程挖、装、运、填等多道工序,从而节约了大量的机械和人力,费用省、工效高;缺点是后续工程难以跟上,而且受到某些地形条件的限制。

(4) 拆除控制爆破

它不同于一般的爆破工程,对由爆破作用引起的危害有更加严格的要求,多用于城市或人口稠密、附近建筑物群集的地区拆除房屋、烟囱、水塔、桥梁以及厂房内部各种构筑物基座的爆破,因此又称其为城市拆除爆破。

拆除控制爆破要求控制的内容是:① 控制爆破破坏的范围,只爆破建筑物需要拆除的部位,保留其余部分的完整性;② 控制爆破后建筑物的倾倒方向和坍塌范围;③ 控制爆破时产生的碎块飞出距离、空气冲击波强度和声响的强度;④ 控制爆破所引起的建筑物地基震动及其对附近建筑物的震动影响。

(5) 水下爆破

水下爆破是将炸药装填在海底或水下进行爆破工程的技术,是相对于露天爆破的另一个领域。疏通航道,炸除礁石,拆毁水下沉船、建筑物,开挖港口码头和航道基坑,以及处理码头堤坝的软弱地基等爆破,都属于水下爆破范畴。

水下爆破和露天爆破一样,都是用裸露、钻孔或药室装药等方法实现爆破目的的。不同的是水下施工比较复杂、困难,长期以来多由潜水员在水下进行钻孔和装药等技术作业。其工作范围既受水深的限制,又受潮汐水流的影响,效果欠佳。由于水作为介质的阻力远比空气大,因此计算装药

量时,还必须考虑水的深度影响才能保证爆破效果;同时水介质传播冲击波的能力也远大于空气,故附近若有其他水工建筑物时,多采取气泡帷幕方法作为防护手段,以降低水中冲击波的峰值压力。

20 世纪 80 年代以来,我国成功试验了水下压缩爆破方法,即以水为传播压力的介质,压实水下淤泥等软土地基,用以代替过去用机械船挖除淤泥的清基方法,既经济又方便,有效地扩大了水下爆破的应用范围。

(6) 地下掘进爆破

地下掘进爆破不同于露天和 underwater 爆破,它通常是在一个狭窄的工作面上进行钻爆作业。其特点是装药量少或使用做功能力低的炸药,多炮孔,装药量分散,爆破作用力均匀分布,属于前述松动爆破的情况。为最大限度地减少对围岩的破坏程度,它在技术上要求比较严格。

地下爆破从技术上分为两种:一是起掘进作用的掏槽爆破,在只有一个临空面的条件下,首先在工作面中央形成较小但有足够深度的槽穴,这个槽穴是整个地下坑道、隧道等施工开挖中的先导;二是使地下坑道形成一定横断面形状的成形爆破,爆破的作用力是在两个临空面上均匀分布的。成形爆破时除了要使炸落的岩石块度均匀,便于清碴,抛掷不太远,不致打坏支撑等外,还应保证坑道开挖限界外的围岩受到最小的破坏,以减少超挖的数量。

随着地下工业的发展,为开挖地下飞机场、库房、厂房等大面积空间工程,地下爆破技术正逐渐向大规模的大钻孔爆破技术方向发展,但目前地下大爆破技术经验较少。将光面爆破、预裂爆破技术应用于地下工程,促进了锚杆喷混凝土支护技术的发展,每次爆破的超挖量减少到了最低量,围岩的稳定性大为增加,使得地下工程获得了很好的经济效益。

1.4 工程爆破技术的发展趋势

对工程爆破技术的基本要求是在保证施工过程安全的条件下完成具体的爆破工程。爆破工程的高风险及其社会影响,使得从业技术人员除了要懂得应用一般爆破方法进行爆破设计施工外,还应具备较强的安全环保意识、良好的心理素质和一定的管理协调能力。爆破工程是万无一失的工程,爆破失败往往会造成极其严重的、难以弥补的后果和影响。为了适应社会发展和技术进步的要求,工程爆破技术正向着精确化、科学化和数字化的方向发展。

(1) 爆破技术的精确化

爆破装药的精确化将使药包在空间的分散更为合理,不仅有利于控制爆破效应,还能有效地提高破碎矿岩的质量,从而为后续工序创造了有利条件。

爆破控制的精确化还表现在城市建(构)筑物的拆除爆破中,通过精确设计爆破的药量及装药起爆方式,可以实现对建(构)筑物倾倒方向,倒塌范围,破坏区域,碎块飞散距离和地震波、空气冲击波等的有效控制。

爆破器材的发展进一步促进了起爆技术的精确化。高精度雷管可使对爆破毫秒延时间隔的控制提高到毫秒数量级以内,这对于改善爆破质量和控制爆破地震效应都具有重要意义。电子雷管的推广使用将使起爆精确度和安全性提高到更高的水平。

(2) 爆破技术的科学化

爆破理论落后于爆破技术发展的现状,近年来随着相关科学的进步和爆破理论的发展,尤其是计算机技术的广泛应用而有所改观。固体力学、工程力学等学科新理论的引进,数值计算、设计智能化技术和安全与量测技术等研究工作的进步,为研究岩石爆破的复杂过程提供了新的技术支持。

近年来,爆破理论研究充分借鉴了岩石损伤理论的研究成果,甚至已能考虑岩体中天然节理裂隙对爆破效果的影响。在破岩机理研究中,除考虑爆炸冲击波和爆生气体的作用外,更加关注自由面对爆破作用的影响。

爆破安全技术的发展和完善对于推广爆破技术的应用范围具有重要意义。非电导爆管起爆系统、高精度雷管、安全抗水炸药和乳化炸药等新型爆破器材的使用极大地提高了爆破作业的安全性;同时,降低爆破地震波、空气冲击波、飞石、尘及气体污染等有害效应的研究和工程实践,也有利于提高爆破安全技术水平。

基础学科的发展与工程建设的未来需要还将促进爆破理论研究的不断深入,从而可更全面地认识和了解岩土爆破的作用过程,不断缩短理论与实践的距离,形成更加系统的岩土爆破科学理论,使得爆破工程的设计和施工更加科学化。

(3) 爆破技术的数字化

目前的岩石爆破损伤模型考虑了岩石内部客观存在的微裂纹及其在爆炸载荷作用下的损伤演化对岩石断裂和破碎的影响,能较真实地反映岩石爆破破碎过程,但却普遍没有考虑爆生气体在岩石破碎中的作用。为了反映岩石中的天然节理裂隙和初始损伤等不连续影响和爆破后碎块飞散的状况,人们尝试用离散元和不连续变形分析方法建立爆破数值计算模型。

计算机辅助设计(CAD)在矿山爆破工程中的应用较为普遍,可方便地用于露天台阶爆破设计和咨询,进行爆破方案设计和爆破震动分析。目前的露天矿生产爆破专家系统,具有爆破对策选择、设备选择、方案选择、矿石块度尺寸分布预测、参数的敏感性研究及参数最优选择等多项输出功能。

电子雷管的发展和广泛应用将是爆破技术数字化的重要方面,具有特别的理论和实际意义。电子雷管的延期发火时间由微型电子芯片控制,延时控制误差达到微秒级,延期时间可在爆破现场由爆破员设定,并可在现场对整个爆破系统实施编程,操作简单快捷。使用电子雷管除了有利于改善爆破效果外,还能提高生产、储存和使用等方面的安全性。电子雷管将具有广泛的应用前景。

【独立思考】

- 1-1 爆破工程研究的主要内容有哪些?
- 1-2 现代工程爆破涵盖的主要内容是什么?
- 1-3 按照不同的爆破作业性质,爆破技术分为哪几类?

【参考文献】

- [1] 汪旭光. 爆破设计与施工. 北京:冶金工业出版社,2011.
- [2] 汪旭光,于亚伦,刘殿中. 爆破安全规程实施手册. 北京:人民交通出版社,2004.
- [3] 汪旭光. 中国工程爆破与爆破器材的现状与展望. 工程爆破,2007(4):1-8.
- [4] 吕中杰,林大泽. 中国安全爆破工程面临的新课题. 中国安全科学学报,2000(2):24-28.

炸药爆炸基本理论

课前导读

□ 内容提要

本章主要内容为：爆炸现象及其基本特征，炸药的氧平衡及爆轰产物，炸药热化学参数，炸药的起爆与感度；炸药爆轰理论，炸药爆炸作用和爆炸性能。本章的教学重点为炸药爆轰理论和爆炸性能，教学难点为炸药爆轰理论。

□ 能力要求

通过本章的学习，学生应了解炸药爆炸特点和化学反应过程，理解炸药爆炸基本理论与条件，熟悉炸药的各种感度及其实际意义，掌握炸药爆轰参数的计算方法、炸药爆炸作用特征等。

2.1 概 述

2.1.1 爆炸及炸药的定义

(1) 爆炸的定义及分类

爆炸是指某一物质系统在有限的空间和极短的时间内,迅速释放大能量或骤转化的物理或化学过程。在这种变化过程中,通常伴随有强烈的放热、发光和声响等效应。

根据爆炸原因和特征的不同,爆炸现象可分为物理爆炸、化学爆炸和核爆炸三类。

① 物理爆炸。

爆炸前后物质的化学成分和性质不发生变化,只是物态发生变化的爆炸现象称为物理爆炸,如锅炉、氧气瓶等高压容器的爆炸,汽车轮胎爆炸等均属此类。物理爆炸还包括电爆炸以及物体高速碰撞引起的爆炸等。

② 化学爆炸。

在爆炸前后,不仅物质的状态发生变化,而且物质的化学成分和性质也发生变化的爆炸现象称为化学爆炸,如各种炸药的爆炸,瓦斯、煤尘爆炸等。

③ 核爆炸。

由核裂变或核聚变引起的爆炸称为核爆炸。核爆炸比物理爆炸和化学爆炸更加剧烈,释放大能量巨大,并会辐射出多种很强的射线,如原子弹、氢弹的爆炸等。

(2) 炸药的定义

炸药是指在一定条件下,能够发生快速化学反应,放出能量,生成气体产物,并显示爆炸效应的化合物或混合物。

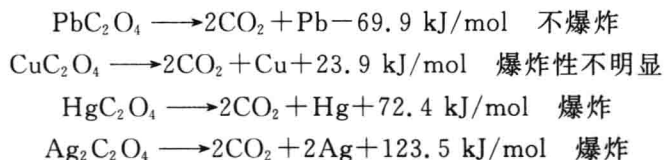
2.1.2 炸药爆炸的基本特征

在平常条件下,炸药是比较安定的物质。当炸药分子被外界能量活化时,分子运动速度增大,分子之间的碰撞增强,致使炸药分子破裂,释放出活性基团,它们之间会相互发生化学反应,以热能形式释放出其内部所含的化学能,并借助迅速膨胀的气体产物把能量传递给周围介质而做功。

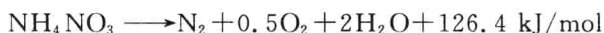
炸药爆炸的三个基本特征,也是构成爆炸的三个必要条件如下。

(1) 放热性

炸药爆炸化学反应放出的大量热量是维持爆炸反应继续进行并加速反应速度的能源,也是对周围介质做功的物质基础。只有这样,爆炸反应才能独立地加速进行。这是炸药爆炸的最基本特征之一,也是爆炸反应的必要条件,例如下列反应:



对于同一种化合物,当反应条件和热效应不同时,产生的结果也不同。例如在常温下,硝酸铵的分解是一个吸热反应,不能发生爆炸,但加热到 200℃ 左右时,其分解反应为放热反应,如果放出的热量不能及时散失,其温度就会不断升高,促使反应速度不断加快和放出更多的热量,最终就会引起爆炸。硝酸铵爆炸反应方程式为



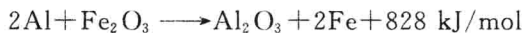
(2) 高速性

爆炸反应的速度极高,快速反应是炸药爆炸过程区别于一般化学反应的最重要标志。由于爆炸反应具有高速性,反应瞬间结束,其能量几乎全部聚集在炸药爆炸前所占据的体积内,因而能够达到很高的能量密度。炸药发生爆炸变化时所达到的能量密度比一般燃料燃烧时达到的能量密度要高数百至数千倍。正是由于这个原因,爆炸过程才具有巨大的做功能力和强烈的破坏效应。如1 kg无烟煤与空气的混合物发生燃烧反应时释放的热量为9211 kJ,而1 kg梯恩梯炸药的爆热只有4187 kJ,但前者反应需要数十分钟,而后者反应则在数十微秒的时间内完成。在如此短的时间内,爆炸会将反应形成的大量气体加热到数千度,压力猛增到数万兆帕,具有巨大的做功功率和强烈的破坏效应。例如,梯恩梯爆炸反应速度可达7000 m/s。

(3) 生成气体产物

在爆炸过程中,气体产物是造成高压的原因,也是对周围介质做功的媒介。爆炸对环境介质做功是通过高温高压气体的膨胀实现的,气体具有很强的压缩性和很大的膨胀系数。在爆炸瞬间,大量的高温气体处于强烈的压缩状态,从而形成很高的压力势能,该势能在气体膨胀过程中迅速转变为机械功。因此,在反应过程中生成大量气体产物也是炸药爆炸不可缺少的条件之一。

例如铝热剂反应:



该反应虽然可以达到3000℃的高温,速度很快,可使产物铁熔化,但是不会发生爆炸,原因是没有气体产物生成,就不具有爆炸性。

2.1.3 炸药化学变化的形式

爆炸并不是炸药唯一的化学变化形式。由于化学反应的环境条件不同,可能会发生热分解、燃烧、爆炸三种化学反应形式,而且这三种形式在一定条件下可以互相转化。

(1) 热分解

炸药和其他物质一样,在常温下也会进行分解反应,但反应速度缓慢。其在炸药中均匀同时进行,没有集中反应区,环境温度越高,分解越显著。炸药的热分解反应反映了炸药的化学安定性,影响装药的储存和使用。当环境温度较高时,所有炸药的分解反应都伴随有放热效应。若放热大于散热,热量聚集会引起反应自动加速,温度升高到某一定值(爆发点)时,热分解就会转化为爆炸。

(2) 燃烧

炸药中含有碳、氢等可燃元素,还含有燃烧需要的氧,在热源的作用下也会发生燃烧。炸药的燃烧不同于一般燃料的燃烧,它不需要外界提供氧就可以进行。例如,发射药和烟火剂就是靠燃烧发挥其特定效应的。而爆破工程中所用的猛炸药如果发生燃烧,将会造成严重事故。

与热分解反应不同,炸药燃烧只在局部区域内进行,此区域称为燃烧区或反应区。炸药在燃烧过程中,若燃烧速度保持定值就称为稳定燃烧;快速燃烧称为爆燃,速度可达每秒数百米。燃烧受外界环境条件影响,特别是压力和温度对其影响较大。

(3) 爆炸(爆轰)

爆炸是炸药反应的最高形式。其反应速度和传播速度极高,可达每秒数千米。爆炸的传播靠冲击波,在爆炸点附近发生压力、温度的急剧升高,从而导致爆炸点附近介质的碎裂或变形。

燃烧与爆炸的主要区别在于以下几点。① 燃烧靠热传导来传递能量和激起化学反应,受环境

条件影响较大;爆炸是依靠冲击波的作用来传递能量和激起化学反应的,基本上不受环境条件的影响。② 爆炸反应比燃烧反应更为剧烈,放出的热量更多,形成的温度也更高。③ 燃烧产物的运动方向与反应区传播方向相反,而爆炸产物的运动方向则与反应区传播方向相同。因此,燃烧产生的压力较低,而爆炸则可产生很高的压力;燃烧速度是亚音速的,爆炸速度是超音速的。

爆炸存在稳定爆炸和不稳定爆炸两种情况:爆炸速度保持定值的称为稳定爆炸,否则为不稳定爆炸。稳定爆炸又称为爆轰。

炸药上述三种化学变化的形式在一定条件下能够相互转化:热分解可发展为燃烧、爆炸;反之,爆炸也可转化为燃烧和热分解。

2.2 炸药氧平衡和化学参数

2.2.1 炸药的氧平衡

绝大多数炸药由碳(C)、氢(H)、氧(O)、氮(N)四种元素组成,其中 C、H 是可燃元素,O 是助燃元素。

炸药爆炸是一个化学反应的过程,从本质上说是一个氧化过程,其特点是反应所需的氧元素由炸药自身提供。若炸药内含有足够的氧,按理想氧化反应生成的产物应为 H_2O 、 CO_2 、 N_2 和多余的游离氧;若氧量不足,生成产物中除含有 H_2O 、 CO_2 、 N_2 外,还会有 H_2 、CO、固体碳和氮氧化物。因此,炸药中氧元素的含量直接影响爆炸反应的产物,也会影响反应释放能量的多少。

(1) 氧平衡的概念

为了表示炸药中氧含量与可燃元素含量的相对关系,引用氧平衡的概念。氧平衡是指炸药内含氧量与可燃物充分氧化所需氧量之间的关系,用氧平衡值或氧平衡率表示。

氧平衡值用每克炸药中剩余或不足氧量的克数或百分数来表示。氧平衡率是以质量百分比表示的氧平衡值。

(2) 氧平衡的计算

炸药可以用通式 $C_aH_bN_cO_d$ 表示。

① 对于单质炸药,氧平衡按式(2-1)计算:

$$K = \frac{d - \left(2a + \frac{b}{2}\right)}{M} \times 16 \times 100\% \quad (2-1)$$

式中 K ——炸药的氧平衡值;

M ——炸药的相对分子质量。

② 对于混合炸药,其通式按 1 kg 写出,氧平衡计算式为:

$$K = \frac{d - \left(2a + \frac{b}{2}\right)}{1000} \times 16 \times 100\% \quad (2-2)$$

混合炸药的氧平衡也可按各组分百分比与其氧平衡乘积的总和来计算:

$$K = \sum m_i k_i \quad (2-3)$$

式中 m_i, k_i ——第 i 组分的百分比与其氧平衡值。

表 2-1 中列出了一些炸药和化合物的氧平衡值。

表 2-1 一些炸药和化合物的氧平衡值

物质名称	分子式	氧平衡值/%
铝粉	Al	-88.9
硝酸铵	NH ₄ NO ₃	20.0
硝酸钠	NaNO ₃	47.1
太安 PETN	C ₅ H ₈ (ONO ₂) ₄	-10.1
黑索金 RDX	C ₃ H ₆ N ₃ (NO ₂) ₃	-21.6
奥托金 HMX	C ₄ H ₈ N ₄ (NO ₂) ₄	-21.6
特屈儿 CE	C ₆ H ₂ (NO ₂) ₄ NCH ₃	-47.4
梯恩梯 TNT	C ₆ H ₂ (NO ₂) ₃ CH ₃	-74.0
二硝基甲苯 DNT	C ₆ H ₃ (NO ₂) ₂ CH ₃	-114.2
二硝基重氮酚 DDNP	C ₆ H ₂ N ₄ O ₅	-58.0
硝化甘油	C ₃ H ₅ (ONO ₂) ₃	3.5
甲胺硝酸盐	CH ₆ N ₂ O ₃	-34
轻柴油	C ₁₆ H ₃₂	-343.0
木粉	(C ₁₅ H ₂₂ O ₅) ₁₀	-137.0

(3) 氧平衡的分类

根据氧平衡值的大小,可将氧平衡分为正氧平衡、负氧平衡和零氧平衡三类。

① 正氧平衡($K>0$)。

正氧平衡炸药不能充分利用其中的氧量,多余的氧和游离氮化合时会发生吸热反应,从而会降低爆炸反应的发热量,影响装药爆炸威力,而且生成的氮氧化物具有强烈的毒性。

② 负氧平衡($K<0$)。

对于负氧平衡炸药,因氧量欠缺,不能充分利用可燃元素,故爆炸产物中含有有毒的 CO 气体,甚至出现固体碳。由于可燃元素不能被充分氧化,故不能放出最大热量。但是,负氧平衡炸药的生成产物中含双原子气体较多,能够增加生成气体的数量。

③ 零氧平衡($K=0$)。

对于零氧平衡炸药,因其中的氧及可燃元素都得到了充分利用,故在理想反应条件下能放出最大热量,而且不会生成有毒气体。因此,工业炸药大都按零氧平衡或接近零氧平衡设计。

【例 2-1】 计算梯恩梯(TNT)的氧平衡值,并判断其类型。

【解】 炸药梯恩梯(TNT)即三硝基甲苯 C₆H₂(NO₂)₃CH₃,属于单质炸药,其通式为 C₇H₅N₃O₆,相对分子质量为 227, $a=7,b=5,c=3,d=6$,代入式(2-1)中得:

$$K = \frac{6 - \left(2 \times 7 + \frac{5}{2}\right)}{227} \times 16 \times 100\% = -74\% < 0$$

故梯恩梯(TNT)属于负氧平衡炸药。

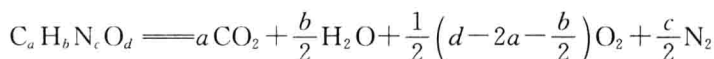
2.2.2 炸药爆炸反应方程式及爆轰产物

爆轰产物往往受起爆条件、装药密度的影响,而炸药本身的配比、粒度、均匀程度、外壳包装材

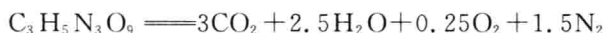
料等也会影响炸药爆炸反应的产物组成以及完全程度。另外,爆炸反应大多是在高温高压下进行的,其产物之间会发生多种形式的可逆二次反应。因此,要精确确定爆轰产物的组分是很困难的,只能近似地以炸药爆炸生成产物时放出的热量最大为原则,忽略可能产生的可逆反应,即按最大放热原则来建立炸药的爆炸反应方程式。

根据炸药内含氧量的多少,可将前述通式为 $C_aH_bN_cO_d$ 的炸药分为三类。

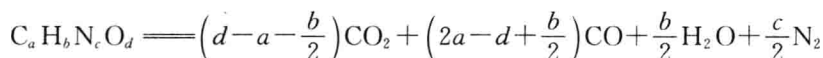
① 第一类炸药为零氧平衡($K=0$)或正氧平衡($K>0$)炸药。其反应生成产物应为充分氧化的产物,即 H 氧化成 H_2O , C 氧化成 CO_2 , N 与多余的 O 游离。因此,这类炸药的爆炸反应方程式为



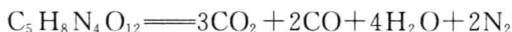
例如,硝化甘油 $C_3H_5(ONO_2)_3$ 的爆炸反应方程式为



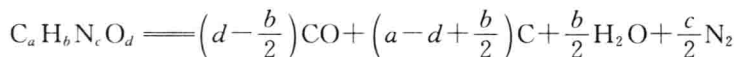
② 第二类炸药为只生成气体产物的负氧平衡($K<0$)炸药。其含氧量不足以使可燃元素充分氧化,但反应生成产物均为气体,无固体碳。此类反应过程是:首先使 H 全部氧化成 H_2O ,多余的 O 将 C 全部氧化成 CO,再多余的 O 将部分 CO 氧化成 CO_2 。因此,可按以下步骤写出其爆炸反应方程式:



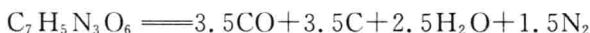
例如,太安炸药 $C_5H_8(ONO_2)_4$ 的爆炸反应方程式为



③ 第三类炸药为可能生成固体碳的负氧平衡炸药。由于严重缺氧,其有可能生成固体碳。此类反应过程是:首先使 H 全部氧化成 H_2O ,多余的 O 使一部分 C 氧化成 CO,剩余的 C 游离出来,因此其爆炸反应方程式为



例如,梯恩梯(TNT)炸药 $C_6H_2(NO_2)_3CH_3$ 的爆炸反应方程式为



2.2.3 炸药的热化学参数

爆容、爆热、爆温和爆压是炸药爆炸反应的 4 个热化学参数。

(1) 爆容

单位质量炸药爆炸生成的气体产物在标准状态下的体积称为爆容,其单位为 L/kg。炸药爆炸后即通过其高温高压的气体产物对外界做功,因此爆容越大,炸药对外做功能力越强,故爆容是反映炸药做功能力的一个重要参数。

爆容的计算可根据所确定的爆炸反应方程,按阿伏加德罗定律计算炸药的爆容。若炸药的通式 $C_aH_bN_cO_d$ 是按 1 mol 写出的,则爆容计算公式为

$$V_0 = \frac{22.4 \sum n_i \times 1000}{M} \quad (2-4)$$

式中 $\sum n_i$ ——气体产物的总摩尔数;

M ——炸药的摩尔质量。

若炸药通式是按 1 kg 写出的,则

$$V_0 = 22.4 \sum n_i \quad (2-5)$$

(2) 爆热

① 爆热的定义。

单位质量炸药在定容条件下爆炸所释放的热量称为爆热,单位为 kJ/kg 或 kJ/mol。

爆热是爆生气体膨胀做功的能源,是炸药爆炸的一个重要参数。提高炸药爆热对增加装药爆炸做功的能力,提高爆破效率具有重要意义。表 2-2 中列出了一些炸药的爆热值。

表 2-2 一些炸药的爆热值

炸药名称	爆热/(kJ · kg ⁻¹)	装药密度/(g · cm ⁻³)
梯恩梯 TNT	4222	1.5
黑索金 RDX	5392	1.5
太安 PETN	5685	1.65
特屈儿 CE	4556	1.55
雷汞 MP	1714	3.77
硝化甘油	6186	1.6
硝酸铵	1438	—
铵梯炸药(80 : 20)	4138	1.3
铵梯炸药(40 : 60)	4180	1.55

② 爆热的计算。

炸药爆热理论计算的基础是爆炸反应方程式的确立和盖斯定律。

a. 生成热。

由元素生成 1 kg 或 1 mol 化合物所吸收(或放出)的热量称为该化合物的生成热。一般规定吸热时生成热为负,放热时为正。其单位是 kJ/mol 或 kJ/kg。

定容生成热是指反应过程在定容条件下产生的生成热,定压生成热是指反应过程在 0.1 MPa 的恒压下产生的生成热,见表 2-3。

表 2-3 一些炸药和化合物的定容生成热和定压生成热

物质名称	分子式	定容生成热/(kJ · mol ⁻¹)	定压生成热/(kJ · mol ⁻¹)
硝酸铵	NH ₄ NO ₃	354.83	365.5
硝酸钾	KNO ₃	489.56	494.1
硝酸钠	NaNO ₃	463.02	467.4
叠氮化铅	Pb(N ₃) ₂	-448.00	-483.3
太安 PETN	C ₅ H ₈ (ONO ₂) ₄	512.5	541.3
黑索金 RDX	C ₃ H ₆ N ₃ (NO ₂) ₃	-87.34	-65.4
奥托金 HMX	C ₄ H ₈ N ₄ (NO ₂) ₄	-104.84	-74.9
特屈儿 CE	C ₆ H ₂ (NO ₂) ₄ NCH ₃	-41.49	-19.7
梯恩梯 TNT	C ₆ H ₂ (NO ₂) ₃ CH ₃	56.52	73.2

续表

物质名称	分子式	定容生成热/(kJ·mol ⁻¹)	定压生成热/(kJ·mol ⁻¹)
雷汞 MP	Hg(CNO) ₂	-273.4	-268.2
二硝基重氮酚 DDNP	C ₆ H ₂ N ₄ O ₅	-198.83	-116.3
水(气)	H ₂ O	240.70	241.8
水(液)	H ₂ O	282.61	286.1
二氧化碳	CO ₂	395.70	395.4
一氧化碳	CO	113.76	112.5
二氧化氮	NO ₂	-17.17	-50
一氧化氮	NO	-90.43	-90.4
甲烷	CH ₄	74.10	76.6

b. 盖斯定律。

盖斯定律认为,化学反应的热效应只取决于反应的初态和终态,与反应进行的过程无关。图 2-1 所示为盖斯定律的图解。图中的 1、2、3 分别表示在标准状态下的元素、炸药和爆轰产物。根据盖斯定律,爆热值为

$$Q_{2-3} = Q_{1-3} + Q_{1-2} \quad (2-6)$$

式中 Q_{2-3} ——炸药的爆热;

Q_{1-3} ——爆轰产物的生成热;

Q_{1-2} ——炸药的生成热。

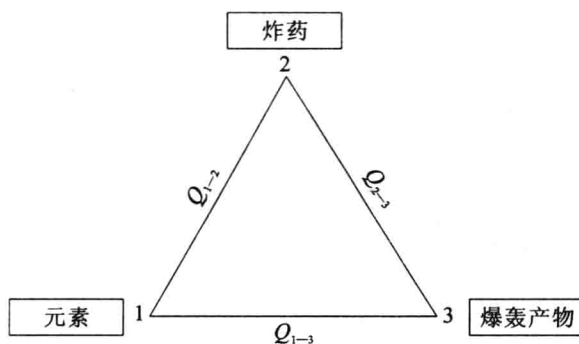


图 2-1 盖斯定律的图解

应用盖斯定律时需要注意的是,不同途径的各个反应都应在相同条件(定容或定压)下进行。一般地,炸药的爆轰是在定容绝热压缩条件下进行的,其爆热通常是指定容爆热。如果测得的爆热是定压爆热,则可按下式换算为定容爆热:

$$Q_v = Q_p + \Delta nRT \quad (2-7)$$

式中 Q_p ——定压爆热, kJ/mol;

Q_v ——定容爆热, kJ/mol;

R ——气体常数,其值为 8.306 kJ/(mol·K);

T ——计算热效应时取定的温度, K;

Δn ——产物中气体摩尔数 n_2 与炸药中气体摩尔数 n_1 之差($n_2 - n_1$)。

③ 提高炸药爆热的途径。

爆热不仅取决于炸药的组成和配方,装药条件也会影响爆炸产物的组分及其总生成热。所以,即使是同一种炸药,也会产生不同的爆热。

可以通过以下途径提高炸药的爆热:

a. 改善炸药的氧平衡。为使炸药内的可燃元素或可燃剂完全氧化放出最大热量,应使炸药尽量接近于零氧平衡,各元素被完全氧化成 CO_2 和 H_2O ,从而放出最大热量。此外,零氧平衡炸药放出的热量还与炸药化学反应完全程度有关,后者取决于炸药粒度、混药质量、含水率、装药结构和约束情况等诸多因素。

b. 增大装药密度。对于缺氧较多的负氧平衡炸药,增大装药密度可以增加爆热。这是因为装药密度越大,爆炸压力越大,从而可使爆炸中的可逆反应向着减小产物体积但增加爆热的方向发展。但是,对于缺氧不多的负氧平衡炸药、零氧平衡炸药和正氧平衡炸药来说,装药密度对爆热的影响较小。

c. 在炸药中加入能生成高热量氧化物的金属粉,如铝粉和镁粉等。其还能与反应物中的 N_2 生成氮化物。

d. 增加装药外壳强度或质量。对于缺氧较多的负氧平衡炸药,增加外壳强度或质量能阻止气体产物的膨胀;提高能量密度,有利于提高炸药爆炸反应的完全程度,从而能够增加爆热。

另外,生成热是负值的炸药爆热值高;炸药反应越完全,放热越充分,则爆热值越高。

(3) 爆温

爆温是指炸药爆炸时放出的能量将爆炸产物加热到的最高温度,单位可用热力学温度 K 表示。

爆温是炸药的重要参数之一:一方面从炸药膨胀做功的角度出发,希望能够提高炸药的爆温;但另一方面,为了避免引燃矿井瓦斯和煤尘,矿用炸药的爆温不能过高,并应有严格的限制。

在爆炸过程中温度变化极快,因此爆温的测定很困难,目前采用测色温的方法来确定爆温。一些炸药的爆温值见表 2-4。

表 2-4 一些炸药的爆温值

炸药名称	黑索金	太安	硝化甘油	特屈儿	梯恩梯
密度/ $(\text{g} \cdot \text{cm}^{-3})$	1.7	1.77	1.6	—	—
爆温/ K	3700	4200	4000	3700	3010

可以用增加爆热和减少爆轰产物热容的方法提高爆温;对于煤矿许用炸药,常用加入氯化钠等消焰剂的办法来降低爆温。

(4) 爆压

爆轰产物在爆炸完成的瞬间所具有的压力称为爆压,单位为 MPa 。其实质是假定爆炸反应为绝热等容反应过程,爆轰结束时爆炸产物在炸药初始体积内达到热平衡时的流体静压值。

一般利用阿贝尔状态方程来计算爆压,即

$$p = \frac{nRT}{V - \alpha} = \frac{n\rho}{1 - \alpha\rho}RT \quad (2-8)$$

式中 α ——气体分子的余容,是炸药密度的函数;

ρ ——炸药密度, $\rho = 1/V$, V 为比容;

T ——爆温。

2.3 炸药的起爆与感度

2.3.1 炸药的起爆

2.3.1.1 起爆与起爆能

炸药是一种暂时处于相对稳定的不稳定化学体系,如果没有任何外部能量的作用,炸药可以保持平衡状态。要使它发生爆炸,必须施以某种外界作用并供给足够能量,来激发或活化一部分炸药分子。激发炸药爆炸的过程称为起爆。引爆炸药所需的活化能称为起爆能。

通常,工业炸药的起爆能有以下三种形式。

(1) 热能

其指利用加热作用使炸药起爆。如利用导火索的火焰引爆火雷管,用通电电流加热雷管桥丝引爆电雷管等均属热能起爆。

(2) 机械能

其指通过撞击摩擦等机械作用使炸药起爆。在工程爆破中很少利用机械能起爆炸药,但是在炸药的生产、储存、运输和使用过程中,应该注意防止因机械能作用引起炸药意外爆炸。

(3) 冲击波能量

其指利用爆轰波、冲击波作用使炸药起爆。冲击波能量是工程爆破中应用最广泛的起爆能。

2.3.1.2 炸药的起爆机理

炸药能否起爆不仅与起爆能有关,还与能量的集中程度有关。根据活化能理论,化学反应只在具有活化能量的分子互相接触和碰撞时才能发生。活化分子具有比一般分子更高的能量,故比较活泼。因此,为了使炸药起爆,就必须有足够的外能使部分炸药分子变为活化分子。活化分子的数量越多,其能量同分子平均能量之比越大,则爆炸反应速度越快。

炸药起爆机理可分为热爆炸理论、热点起爆理论和爆炸冲能起爆理论。

(1) 热爆炸理论

热爆炸是指炸药在均匀加热作用下的爆炸,其过程是化学反应自动加速到爆炸的过程。在一定条件下,炸药发生化学变化时总要产生大量的热量,即在一定温度条件下,炸药发生分解反应时常伴有热量的放出。它的放热量随外界温度的升高或者自催化作用的加剧而不断增加。如果外界的通风和散热条件较差,炸药反应时所放出的热量大于向环境中散失的热量,这时在炸药的内部便有了热积累,其自身的湿度和环境压力就会升高。这样炸药的热分解反应将会加速,放热也会加速,从而使得环境的温度和压力上升。这种持续的相互间促进和循环的最终结果必然导致炸药的爆炸。

热爆炸理论由苏联的谢苗诺夫提出,他指出单位时间内化学反应放出的热量为

$$Q_1 = Ze^{-\frac{E}{RT}}mq \quad (2-9)$$

式中 Z ——与分子碰撞概率有关的系数;

E ——炸药的活化能, cal/mol;

T ——炸药的温度;

R ——气体常数;

m ——炸药量, g;

q ——单位质量炸药放出的热量, J/g。

单位时间内因热传导而散失于环境中的热量为

$$Q_2 = K(T - T_0) \quad (2-10)$$

式中 K ——传导系数;

T ——炸药温度;

T_0 ——环境温度。

$$Q_1 > Q_2, \quad \frac{dQ_1}{dT} > \frac{dQ_2}{dT} \quad (2-11)$$

因此, 炸药发生热爆炸的条件为: ① 放热量大于散热量, 即炸药中能产生热积累; ② 炸药受热分解反应的放热速度大于环境介质的散热速度。只有这样才能使炸药内的温度不断上升, 引起炸药的自动加速反应从而导致爆炸。

(2) 热点起爆理论

热点起爆理论是由布登提出的。他认为炸药在受撞击、摩擦等机械作用时, 机械能会转化为热能, 由于机械作用不可能是均匀的, 故此时的热能不是作用在整个炸药上, 而是集中在炸药的局部范围内, 其中某一部分或极小的部分首先被加热到炸药的爆发温度, 使局部炸药首先被激发爆炸, 然后迅速传播至全部炸药, 引起整体炸药的爆炸。这种温度很高的微小区域通常被称为热点, 也称为灼热核。对于单质炸药或含单质炸药的混合炸药来说, 其热点通常在晶体的棱角处形成; 对于含水炸药(乳化炸药、水胶炸药等)来说, 一般是在微小气泡处形成热点。

热点形成的原因如下:

- ① 炸药内部的空气间隙或者微小气泡等在机械作用下受到绝热压缩;
- ② 炸药颗粒之间的摩擦作用, 使某些点因摩擦生热而温度升高形成热点;
- ③ 液体炸药在受高速冲击后的黏滞性流动中产生热量。

热点形成必须满足下列条件:

- ① 热点的尺寸应尽可能地细小, 直径一般为 $10^{-5} \sim 10^{-3}$ cm;
- ② 热点温度应为 $300 \sim 600$ °C;
- ③ 热点作用时间在 10^{-7} s 以上。

(3) 爆炸冲能起爆理论

爆炸冲能起爆理论同机械作用下的热点学说相似, 其机理为: 由于瞬间爆轰波(强冲击波)的作用, 首先在炸药某些局部形成热点, 然后热点周围炸药分子的爆炸热点得以进一步扩展。利用雷管、导爆索或中继药包引爆炸药即利用了此理论。

2.3.2 炸药的感度

炸药感度也称敏感度, 是指炸药在外界起爆能作用下可否发生爆炸反应以及发生爆炸反应的难易程度。爆炸所需起爆能越小, 则炸药越敏感, 否则炸药越钝感。炸药感度的高低, 对炸药加工、运输、储存和使用均具有重要的意义。

在工程实践中, 人们希望炸药在使用时有较高的感度, 以保证可靠起爆和传爆, 有效防止拒爆, 而在生产、储存、运输及使用操作过程中, 又希望炸药最好感度较低, 以确保安全, 避免发生意外爆炸事故。

炸药对不同形式的起爆能具有不同的感度。按照外部作用形式的不同, 炸药感度可分为热感

度、机械感度、爆轰感度、冲击波感度和静电感度等。

2.3.2.1 热感度

炸药在热能作用下发生爆炸的难易程度称为炸药的热感度,通常用爆发点和火焰感度来表示。

(1) 炸药爆发点

使炸药开始爆炸介质所需加热到的最低温度称为爆发点。应注意,这一温度并不是指爆炸时炸药自身的温度,也不是指炸药开始分解时自身的温度,而是指炸药分解开始自行加速时的环境温度。一般把炸药的分解开始自行加速到爆炸所经历的时间称为爆发延滞期。试验时,延滞期的取值标准为 5 min 或 5 s。爆发点低的炸药容易因受热而发生爆炸。

一般采用爆发点测定仪来测定炸药的爆发点,即测定炸药在规定时间内(5 min)内起爆所需加热到的最低温度。爆发点测定仪为图 2-2 所示的低温伍德合金浴锅。测量时,先用电热丝加热使温度上升到接近预计爆发点,然后将装有 0.05 g 炸药试样的铜管迅速插入锅中,插入深度超过管体的 2/3。如在此温度下不爆炸或超过 5 min 才爆炸,则需要升高温度再试;如不到 5 min 就爆炸,则需要降低温度。每次温度增减 5℃,如此反复试几次,即可测出被试炸药的爆发点。表 2-5 中列出了一些炸药的爆发点。

表 2-5 一些炸药的爆发点

炸药名称	爆发点/℃	炸药名称	爆发点/℃
二硝基重氮酚	150~151	梯恩梯	290~295
氯化铅	330~340	硝化甘油	200~205
黑索金	230	硝酸铵	300
特屈儿	195~200	黑火药	290~310
太安	205~215	EJ 系列乳化炸药	330

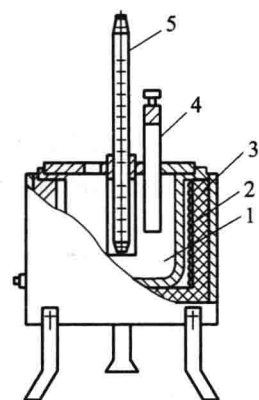


图 2-2 爆发点测定仪

1—合金浴锅;2—电热丝;3—隔热层;
4—铜试管;5—温度计

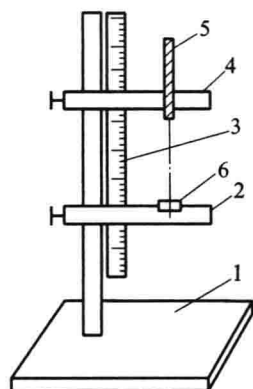


图 2-3 火焰感度测定仪

1—底座;2—下盘架;3—标尺;
4—上盘架;5—导火索;6—火帽壳

(2) 火焰感度

炸药在明火(火焰、火星)作用下发生爆炸的难易程度叫作火焰感度。其常用炸药对导火索喷出火焰的最大引爆距离来表示,单位为 mm。

图 2-3 所示的装置为火焰感度测定仪。其操作步骤是:准确称取 0.05 g 试样,装入火帽壳内,改变插导火索上、下盘架之间的距离,以测定 100% 发火的最大距离(上限距离)和 100% 不发火的最小距离(下限距离)。一般以六次平行试验结果为准。

由上述可知,一种炸药的上限距离愈大,其火焰感度愈大;其下限距离愈小,则其火焰感度愈小。一般地说,上限距离可用来比较起爆药发火的难易程度,下限距离则往往作为判定炸药对火焰安全性的依据。

2.3.2.2 机械感度

炸药的机械感度是指炸药在机械作用下发生爆炸的难易程度。
机械作用的形式很多,如撞击、摩擦、针刺等,其中撞击和摩擦是最为常见的两种形式。

(1) 撞击感度

在机械撞击的作用下,炸药发生爆炸的难易程度称为炸药的撞击感度。一些炸药的撞击感度见表 2-6。炸药撞击感度的试验方法和表示方法有多种,其基本原理是相同的。猛炸药撞击感度常用立式落锤仪(图 2-4)来测定。测定时将 0.05 g 炸药试样置于撞击器上、下两击柱之间,让 10 kg 重锤自 25 cm 的高度自由下落而撞击在上击柱上。采用 25 次平行试验中炸药样品发生爆炸的百分率来表示该炸药的撞击感度。

表 2-6 一些炸药的撞击感度

炸药名称	撞击感度/%	炸药名称	撞击感度/%
梯恩梯	4~8	黑火药	100
特屈儿	50~60	太安	100
黑索金	72~80	岩石乳化炸药	0~2
钝化黑索金	28~32	岩石粉状乳化炸药	0~6
奥托金	72~80	煤矿乳化炸药(一、二、三级)	0

起爆药的撞击感度很高,用上述装置来测定不合适,可用弧形落锤仪(图 2-5)进行测量。起爆药的撞击感度常用在试验时重锤使受试炸药 100% 爆炸的最小落高作为上限距离(mm),100% 不爆炸的最大落高作为下限距离(mm)。试验药量为 0.02 g,平行试验次数在 10 次以上。上限距离表示起爆药的撞击感度,下限距离表示安全条件。表 2-7 中列出了几种起爆药的撞击感度。

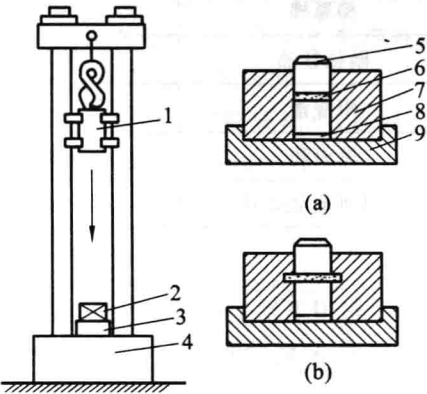


图 2-4 卡斯特立式落锤仪

(a) 炸药爆炸前;(b) 炸药爆炸后

1—落锤;2—撞击器;3—钢砧;4—基础;5—上击柱;
6—炸药;7—导向套;8—下击柱;9—底座

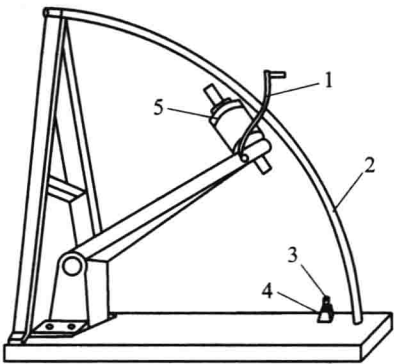


图 2-5 弧形落锤仪

1—手柄;2—有刻度的弧架;3—击柱;
4—击柱与火帽定位器;5—落锤

表 2-7 几种起爆药的撞击感度

起爆药名称	锤重/g	上限距离/mm	下限距离/mm
雷汞	480	80	55
氮化铅	975	235	65~70
二硝基重氮酚	500	—	225

(2) 摩擦感度

炸药的摩擦感度是指在机械摩擦作用下炸药发生爆炸的难易程度。炸药摩擦感度用摆式摩擦仪(图 2-6)来测定。施加静荷载的击柱之间夹有炸药试样,在摆锤打击下,上、下两击柱间发生水平移动以摩擦炸药试样。炸药试样重 0.02 g,摆锤重 1500 g,摆角为 90°,平行试验 25 次,观察记录爆炸百分率。摩擦感度的表示方法与冲击感度相似。一些炸药的摩擦感度见表 2-8。

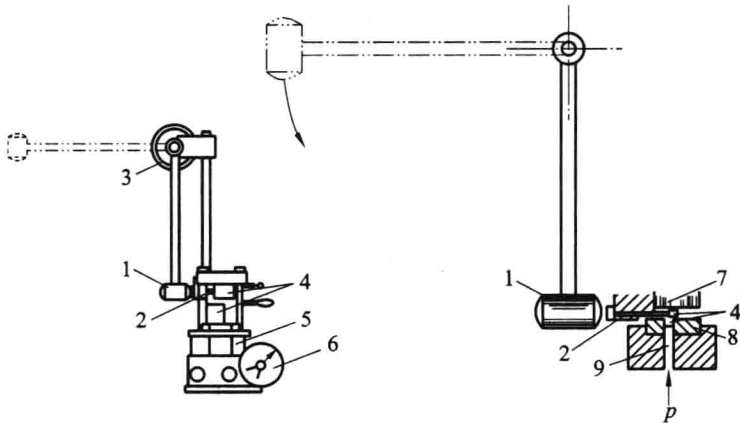


图 2-6 摆式摩擦仪

1—摆锤;2—击柱;3—角度标盘;4—上、下击柱;5—油压机;
6—压力表;7—顶板;8—导向套;9—柱塞

表 2-8 一些炸药的摩擦感度

炸药名称	摩擦感度/%	炸药名称	摩擦感度/%
梯恩梯	0	太安	92~96
特屈儿	24	铵铝高威力炸药	40
黑索金	48~52	EJ 系列乳化炸药	0

2.3.2.3 爆轰感度

爆轰感度是指炸药在起爆冲能的作用下发生爆炸的难易程度,又称为起爆感度,通常用极限起爆药量来表示。

极限起爆药量是指在规定的试验条件下,使一定量的猛炸药达到完全爆轰所需的最小起爆药量。所需要的起爆药量越少,说明所测猛炸药的爆轰感度越高。

猛炸药极限起爆药量测定装置如图 2-7 所示。试验时,先将 1 g 受试炸药以 50 MPa 的压力压入 8 号铜质雷管壳中,然后装入定量的起爆药,扣上加强帽,以 30 MPa 的压力压药并插入导火索。将装好的雷管垂直放在 $\phi 40\text{ mm}\times 4\text{ mm}$ 的铅板上并引爆雷管,观察爆炸后的铅板;如果铅板被击穿且孔径大于雷管外径,则表示猛炸药完全爆轰,否则说明猛炸药没有完全爆轰。通过增减起爆药量反复试验即可测出该炸药爆炸所需的最小起爆药量。表 2-9 中列出了几种猛炸药的极限起爆药量。

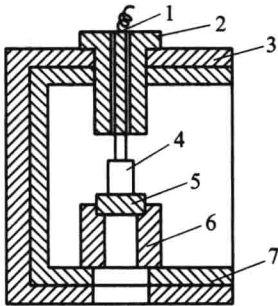


图 2-7 极限起爆药量测定装置

1—导火索;2—套管;3—防护罩;4—雷管;
5—铅板;6—支撑筒;7—铅护板

表 2-9

几种猛炸药的极限起爆药量

(单位:g)

起爆药名称	受试炸药		
	梯恩梯	特屈儿	黑索金
雷汞	0.24	0.19	0.19
氮化铅	0.16	0.1	0.05
二硝基重氮酚	0.163	0.17	0.13

2.3.2.4 冲击波感度

冲击波感度是指炸药在冲击波作用下发生爆炸的难易程度。炸药在炮孔中连续传爆的可能性,炸药的起爆感度乃至生产、储存过程中炸药成品、半成品局部爆炸事故对整个生产线或其他库房的威胁,都与炸药的冲击波感度有关。

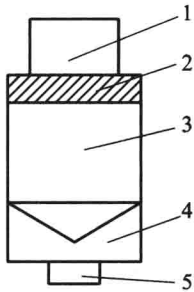


图 2-8 隔板法试验装置

1—受试炸药;2—隔板;3—主发炸药;
4—平面波发生器;5—起爆药柱

炸药冲击波感度的试验方法常用隔板法(图 2-8)。

其原理是由雷管引起主发炸药爆轰,爆轰冲击波穿过隔板到达受试炸药端面,通过改变隔板的厚度研究冲击波峰压的衰减程度,根据不同强度冲击下受检炸药是否爆轰来判定炸药冲击波感度的大小。

进行隔板试验时,利用不同的惰性材料(如软钢、铝等)作为冲击波隔板,改变其厚度来调节冲击波的强度;采用直径 41 mm、高 50.8 mm、重 100 g 的特屈儿作为主发药柱,当它爆炸时,在隔板中

产生的冲击波经隔板传入受试药柱。通过一系列试验,找出爆炸频数为 50% 时的隔板厚度,将其作为炸药冲击波感度的指标。

2.3.2.5 静电感度

炸药的静电感度是指在静电火花作用下炸药发生爆炸的难易程度。

高压静电放电产生电火花时会形成高温、高压并集中大量能量,这种现象能在炸药中产生激发冲击波。因此,炸药在静电火花作用下发生的爆炸既与热作用有关,又与冲击波的作用有关。

炸药对静电火花作用的感度可用使炸药发生爆炸所需最小放电电量表示,还可用在一点放电电能条件下所发生的爆炸频数表示。

目前尚无有效方法避免静电产生,但可以采取措施防止静电积累,或将产生的静电及时消除和泄漏掉。防止静电的主要措施有:设备接地;增加工房潮度;在工作台或地面上铺设导电橡胶;在炸药颗粒中和容器壁上加入导电物质;使用压气装药时,应采用敷有良好导电层的抗静电聚乙烯软管做输药管等。

2.4 炸药的爆轰理论

炸药刚引爆时,在炸药内部稳定传播的是爆轰波,爆轰产物向周围介质膨胀时形成冲击波,冲击波的能量衰减后在介质中存在应力波的传播。因此,炸药爆炸过程中常伴随着很多种波的传播。

炸药爆炸对周围介质产生的破坏效应,实际上是爆轰产物和波与周围介质相互作用的结果。

2.4.1 冲击波

2.4.1.1 波的基本概念

在外界作用下,介质局部状态的变化称为扰动。外界作用只引起介质状态参数发生微小变化的称为弱扰动,外界作用引起介质状态参数发生显著变化的称为强扰动。这里所指的介质状态包括压力、密度和速度等。

扰动在介质中的传播叫作波,扰动在介质中由近而远传播的现象称为波动现象。扰动区与未扰动区之间的分界面叫作波阵面,波阵面在单位时间内移动的距离称为波速。扰动传播时伴随有能量的传播,所以波的传播是一种能量的传播。

按波阵面形状的不同,波可分为平面波、柱面波和球面波。按波内质点运动方向和波传播方向之间的关系,波可分为纵波(P波)和横波(S波);纵波使介质受到压缩或膨胀,横波在介质中引起切变。纵波和横波均可在固体介质中传播,而理想流体不能抵抗剪切,故在其中只能形成纵波。

声波是在介质中传播的弱扰动纵波,其传播速度称为声速。它是介质的重要特性之一。声波是介质的质点在其平衡位置上作往复弹性振动所形成的,在传播过程中介质状态参数的变化是连续和有节奏的,其波阵面上介质的状态参数变化无限小,故声波对介质的压缩极小。

压缩波是指受扰动后波阵面上介质的压力、密度等状态参数增加的波。其特点是使介质质点的运动向着波传播的方向,即质点运动方向与波传播方向一致,并使介质的密度、压力增加;膨胀波也称为稀疏波,是指受扰动后波阵面上介质的压力、密度等状态参数下降的波,其特点是使介质质点的运动方向与波的传播方向相反,从而使介质的压力、密度降低。

2.4.1.2 冲击波

冲击波是一种强烈的压缩波。冲击波波阵面前后介质的状态参数(如密度、压力等)会发生一种突跃式的变化。因此,冲击波的实质是一种介质状态参数发生突跃式变化的压缩波。

几乎所有的爆炸情况都伴有冲击波,冲击波总是在物质膨胀速度大于局部声速时发生。此外,在如高速粒子碰撞固体、流星落地时高速冲击地面等情况下都可在相应介质中形成冲击波。

为了形象地说明冲击波的形成过程,下面通过研究在充气管中活塞的加速运动说明冲击波的形成原理,如图2-9所示。

图2-9中横轴表示活塞运动和冲击波的传播方向,纵轴表示活塞运动时充气管内的气体压力。

在 t_0 时刻,活塞没有运动,处于原始 x_0 位置;在 t_1 时刻,活塞加速运动到 x_1 位置,并在其前面的气体中产生了弱扰动,形成了第一个弱压缩波向前传播,波阵面在 A_1-A_1 ,波速等于原来未扰动时空气的声速;在 t_2 时刻,活塞继续加速运动到 x_2 位置,波阵面在 A_2-A_2 。这时所产生的扰动是在原来被压缩过的气体中传播的,故其波速就应是密度增加了的气体中的声速,比第一个压缩波的波速大。此过程不断地进行下去,后面各个压缩波总是在前一个压缩波扰动过的气体中传播,因此第 $n+1$ 个压缩波的速度应大于第 n 个压缩波的速度。可见,当活塞作连续加速运动时,其右侧便产生一系列的压缩波,并且后面压缩波的波速总是大于前面压缩波的波速,形成后面压缩波追赶前面压缩波的局面。当后面的所有压缩波都赶上第一个压缩波时,便相互叠加形成状态参数突跃式升高的突增面,即冲击波波阵面。

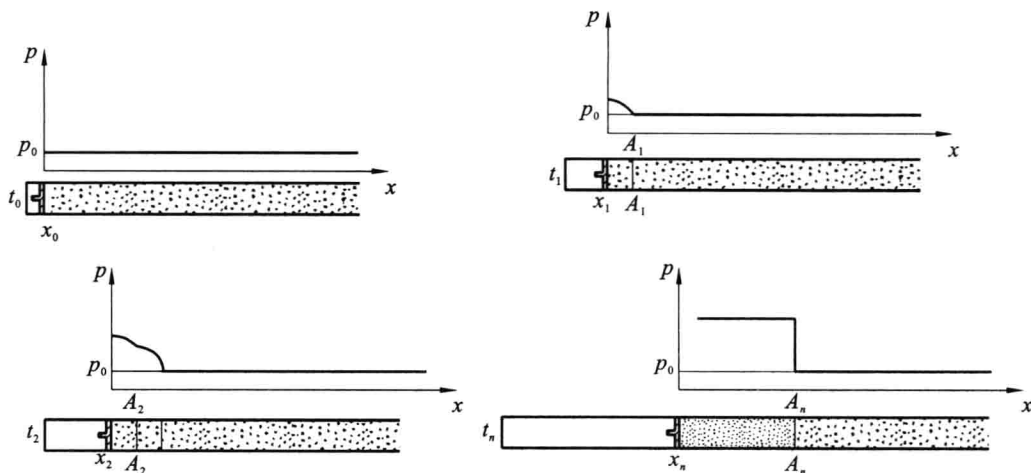


图 2-9 冲击波形成原理示意图

2.4.1.3 冲击波的基本关系式

冲击波的传播引起介质状态参数的突跃变化,这种变化遵循质量守恒、动量守恒和能量守恒定律。利用这些定律可建立冲击波波阵面前后介质状态参数变化的基本关系式。

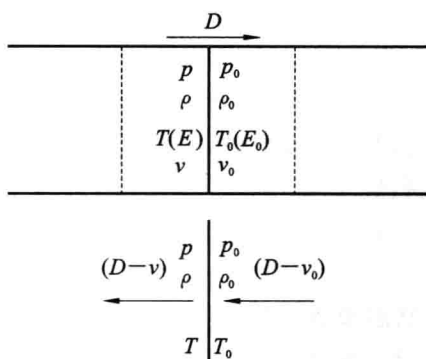


图 2-10 冲击波波阵面状态参数

设有一冲击波以速度 D 稳定向右传播。波阵面前后介质的状态参数分别表示为 (p_0, ρ_0, T_0, v_0) 、 (p, ρ, T, v) , 如图 2-10 所示。

将坐标系建立在波阵面上,站在该坐标系上,看到未受扰动的介质以 $D-v_0$ 的速度向左流入波阵面,以 $D-v$ 的速度流出波阵面。波阵面的面积为一个单位时,在单位时间内,由质量守恒、动量守恒和能量守恒定律可得下列方程:

$$\rho_0(D-v_0) = \rho(D-v) \quad (2-12)$$

$$p - p_0 = \rho_0(D-v_0)(v-v_0) \quad (2-13)$$

$$pv - p_0v_0 = \rho_0(D-v_0) \left[E - E_0 + \frac{1}{2}(v^2 - v_0^2) \right] \quad (2-14)$$

设初始介质处于静止状态,即 $v_0=0$,并且将密度 ρ 与比容 V 的关系($\rho=1/V$)代入式(2-12)~式(2-14),可得到:

$$D = V_0 \sqrt{\frac{p-p_0}{V_0-V}} \quad (2-15)$$

$$v = \sqrt{(p-p_0)(V_0-V)} \quad (2-16)$$

$$E - E_0 = \frac{1}{2}(p+p_0)(V_0-V) \quad (2-17)$$

式(2-15)、式(2-16)称为黎曼方程,式(2-17)称为冲击绝热方程。

若冲击波在理想气体中传播,欲求解其波阵面上的状态参数,需应用理想气体状态方程:

$$pV = nRT \quad (2-18)$$

将热力学基本关系式 $E = c_V T$, $c_p - c_V = nR$, $K = c_p / c_V$ (其中 K 是等熵指数, 其值为定压热容 c_p 与质量定容热容 c_V 之比。对于理想气体, $K = 1.4$) 代入式(2-18)得其内能为 $E = pV / (K - 1)$, 再将其代入冲击绝热方程式(2-17)可导出:

$$\frac{pV}{K-1} - \frac{p_0 V_0}{K_0-1} = \frac{1}{2} (p + p_0) (V_0 - V) \quad (2-19)$$

一般情况下取 $K_0 = K$, 可得理想气体冲击绝热方程:

$$\frac{p}{p_0} = \frac{(K+1)p - (K-1)p_0}{(K+1)p_0 - (K-1)p} \quad (2-20)$$

因此, 理想气体中冲击波基本方程组由式(2-15)、式(2-16)、式(2-18)和式(2-20)组成。若能给出 p 、 ρ 、 D 、 T 和 v 中某一参数, 即可求出理想气体冲击波的其他四个参数。

由式(2-15)、式(2-16)和理想气体中的冲击绝热方程式(2-20), 经变换可得到:

$$v = \frac{2}{K+1} D \cdot \left(1 - \frac{1}{M^2}\right) \quad (2-21)$$

$$p - p_0 = \frac{2}{K+1} \cdot \rho_0 D^2 \left(1 - \frac{1}{M^2}\right) \quad (2-22)$$

$$\frac{\rho_0}{\rho} = \frac{K-1}{K+1} + \frac{2}{(K+1)M^2} \quad (2-23)$$

式中 $M = D / c_0$ 为马赫数。将理想气体状态方程 $pV = nRT$ 代入式(2-20), 可得冲击波压缩后气体的温度为

$$\frac{T}{T_0} = \frac{p}{p_0} \cdot \frac{(K+1)p_0 + (K-1)p}{(K+1)p + (K-1)p_0} \quad (2-24)$$

对于强冲击波, $1/M^2$ 和 p_0 均可忽略不计。因此, 冲击波参数计算公式可简化为下列形式:

$$v = \frac{2}{K+1} \cdot D \quad (2-25)$$

$$p = \frac{2}{K+1} \cdot \rho_0 D^2 \quad (2-26)$$

$$\frac{\rho_0}{\rho} = \frac{K-1}{K+1} \quad (2-27)$$

$$\frac{T}{T_0} = \frac{p}{p_0} \cdot \frac{K-1}{K+1} \quad (2-28)$$

2.4.1.4 冲击波的特性

通过分析以上冲击波的基本关系式, 可总结出冲击波的基本特性为:

- ① 冲击波的传播速度对于未扰动介质而言是超音速的, 对于已扰动介质而言则是亚音速的。
- ② 冲击波波速与波的强度有关, 即波的强度越大, 则波速越大。
- ③ 冲击波具有陡峭的波头, 其波阵面上的介质状态参数会产生突跃式变化。
- ④ 在冲击波传播过程中, 波阵面上的介质会产生质点运动, 运动方向与波的传播方向相同, 但其速度小于波速, 因此在冲击波后伴随有稀疏波。
- ⑤ 介质受冲击波压缩时熵值增大, 即内能增大, 动能减小, 所以随着冲击波在介质中的传播, 波的强度随之衰减, 最终衰减为声波。
- ⑥ 冲击波是一种脉冲波, 不具有周期性。

2.4.2 炸药的爆轰

炸药起爆后,首先在起爆点发生爆炸反应而产生大量高温、高压和高速气流,并能够在其周围未爆炸药中激发冲击波。冲击波波阵面所到之处,其中所含的高能量使炸药分子活化而产生化学反应。化学反应所释放出能量的一部分可以补偿冲击波传播时的能量损耗,并阻止稀疏波对冲击波头的侵蚀。因此,冲击波得以维持并以固有波速和波阵面压力继续向前传播,其后紧跟着一个炸药化学反应区也以同样的速度向前传播,这个过程就叫作爆轰过程。

2.4.2.1 爆轰波及其结构

在爆轰过程中,在炸药里传播并伴随有高速化学反应的冲击波叫作爆轰波,也称反应性冲击波或自持性冲击波。爆轰波不仅具有冲击波的一般特性,而且具有传播速度稳定的特点。爆轰波传播的速度称为爆速,爆速是衡量炸药爆轰的一个重要参数。

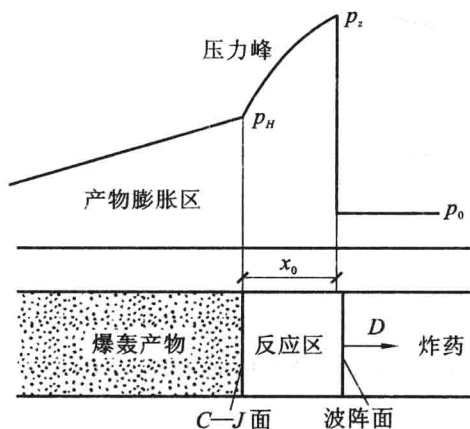


图 2-11 爆轰波 ZND 模型

爆轰波的结构可用经典的 ZND 模型加以说明,如图 2-11 所示。设有一长柱状药包,左端用雷管引爆后即在炸药中产生爆轰波,爆轰波最前端的压力为冲击波压力 p_z ,这里存在冲击波波阵面。炸药在 p_z 作用下开始发生化学反应。化学反应结束时爆轰波的压力为 p_H ,称为爆轰压力。冲击波波阵面前的炸药尚未受到冲击波的作用,处于初始状态,其压力、密度、温度、内能为 p_0 、 ρ_0 、 T_0 、 E_0 ;炸药中相对于 p_H 的位置为化学反应结束面,称为爆轰波波阵面,也称为 C—J 面。C—J 面上的状态参数称作炸药的爆轰参数,分别为 p_H 、 ρ_H 、 T_H 、 E_H 、 v_H 等,C—J 面后的物质是炸药的爆轰产物。在冲击波波阵面和 C—J 面之间为化学反应区。

2.4.2.2 爆轰波稳定传播条件

爆轰波具有冲击波的一般特性,假定爆轰波的传播过程是绝热过程,则爆轰波波阵面前后方产物也应符合质量守恒、动量守恒和能量守恒定律。

因 C—J 面上的炸药已反应完毕变为爆轰产物,其内能减少,有一部分已转化为爆热 Q_v ,因此爆轰波的能量方程变为

$$E_H - E_0 = \frac{1}{2}(p_H + p_0)(V_0 - V_H) + Q_v \quad (2-29)$$

此即爆轰波冲击绝热方程。若已知爆轰产物的状态函数 $E = E(p, V)$,就能在 p - V 坐标面上画出与此冲击绝热方程相对应的冲击绝热曲线。

由黎曼方程式(2-15)可得:

$$p_H = p_0 + \frac{D^2}{V^2}(V_0 - V_H) \quad (2-30)$$

若已知爆速 D ,则式(2-30)表示 p - V 坐标面内经过点 (p_0, V_0) 的直线,如图 2-12 所示,该直线称为波速线。由于爆轰波具有冲击波的特性,且该方程与能量无关,故冲击波的波速线与爆轰波的波速线是一致的。

如图 2-12 所示,从点 $O'(p_0, V_0)$ 可作无数条表示不同爆速并与爆轰波冲击绝热相交的波速线。例如,波速线 1 与爆轰波的冲击绝热线有两个交点,当反应结束时,意味着其对应的爆轰产物的状态有两个,分别为点 $A(p_A, V_A)$ 和点 $B(p_B, V_B)$ 所对应的状态,不是唯一的。而实际上,对于同一爆速,其对应的爆轰产物的状态应该是唯一的,因此波速线 1 所代表的爆轰波传播是不稳定的。只有当波速线与爆轰波的冲击绝热线有唯一交点,即两者相切时,如波速线 2 与冲击绝热线相切于 H 点,爆速为 D_H ,反应进行后沿直线 2 变化,气体状态为 p_H, V_H ,只有此时爆轰产物的状态是唯一的。

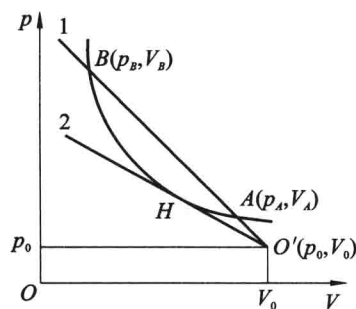


图 2-12 冲击绝热线与波速线

因此,在所有通过 O' 点的波速线中,能代表爆轰稳定传播的只有一条,即与爆轰波的冲击绝热线相切的波速线。切点 H 称为 $C-J$ 点,它是爆轰波的冲击绝热线与波速线的公切点,该点的状态所对应的参数称为 $C-J$ 参数或爆轰参数。因此,爆轰波的稳定传播条件,又称为 $C-J$ 条件为:

$$v_H + c_H = D \quad (2-31)$$

其物理意义是反应终了时爆炸产物的传播速度与声速之和必须等于爆速,爆轰波才能在炸药内部稳定传播。

2.4.2.3 爆轰参数的计算

假定爆轰波的传播过程是绝热过程,则爆轰波内的物质遵循质量守恒、动量守恒和能量守恒定律,从而可以建立与前面冲击波相同的基本关系式。具体方程如下:

将气体视为理想气体,并假定气体的绝热指数 K 与温度和成分无关,则有:

$$\rho_0(D - v_0) = \rho_H(D - v_H) \quad (2-32)$$

$$p_H - p_0 = \rho_0(D - v_0)(v_H - v_0) \quad (2-33)$$

$$E_H - E_0 = \frac{1}{2}(p_H + p_0)(V_0 - V_H) + Q_v \quad (2-34)$$

$$v_H + c_H = D \quad (2-35)$$

$$p_H V_H = nRT_H \quad (2-36)$$

理想气体声速计算公式为

$$c_H = \sqrt{K p_H V_H} = \sqrt{K \frac{p_H}{\rho_H}} \quad (2-37)$$

对于强冲击波, $p_H \gg p_0$, $D_H \gg c_0$, 通过求解上述六个方程可得:

$$D = \sqrt{2(K^2 - 1)Q_v} \quad (2-38)$$

$$p_H = \frac{\rho_0 D^2}{K + 1} \quad (2-39)$$

$$\rho_H = \frac{1 + K}{K} \rho_0 \quad (2-40)$$

$$v_H = \frac{D}{K + 1} \quad (2-41)$$

$$T_H = \frac{K D^2}{nR(K + 1)^2} \quad (2-42)$$

冲击波波阵面上的参数仍可按气体中的冲击波计算公式式(2-25)~式(2-28)计算。通过比较

可知,爆轰波和冲击波波阵面参数之间存在下列关系:

$$p=2p_H, \quad v=2v_H, \quad \rho=\frac{K}{K-1}\rho_H \quad (2-43)$$

以上爆轰参数的计算是通过引入理想气体状态方程得到的,故只适用于气体炸药。对于大多数工业和军用凝聚体炸药,研究后认为 ZND 模型仍然适用,稳定爆轰条件也适用,但需要使用凝聚体炸药爆轰产物的状态方程对爆轰参数进行理论计算。

目前,通常的近似计算以式(2-44)作为凝聚体炸药的状态方程:

$$pV^r=A \quad (2-44)$$

式中 A ——与炸药性质有关的常数;

r ——凝聚体炸药的多方指数。

引入式(2-44)所示的状态方程后,可以得到与气体爆轰参数计算式相同的结果,只是绝热指数 K 换成了多方指数 r 。因此,可得凝聚体炸药的爆轰参数计算公式如下:

$$D=\sqrt{2(r^2-1)Q_v} \quad (2-45)$$

$$p_H=\frac{\rho_0 D^2}{r+1} \quad (2-46)$$

$$\rho_H=\frac{1+r}{r}\rho_0 \quad (2-47)$$

$$v_H=\frac{D}{r+1} \quad (2-48)$$

$$T_H=\frac{rD^2}{nR(r+1)^2} \quad (2-49)$$

多方指数 r 受炸药爆轰产物的组成、炸药密度和爆轰参数等因素的影响,其值为 2.3~3.3。在实际计算中通常取 $r=3$,这样可以得到如下简明结果:

$$D=4\sqrt{Q_v} \quad (2-50)$$

$$p_H=\frac{\rho_0 D^2}{4} \quad (2-51)$$

$$\rho_H=\frac{4}{3}\rho_0 \quad (2-52)$$

$$v_H=\frac{D}{4} \quad (2-53)$$

$$c_H=\frac{3}{4}D \quad (2-54)$$

2.5 炸药的爆炸性能

2.5.1 爆速

爆轰波在炸药中的传播速度称为爆速,其单位通常用 m/s 表示。爆速是一个重要的爆轰参数,它反映了化学反应区所释放能量的大小和爆轰波传播的状态。因此,可以通过爆速的变化规律来分析各种因素对爆轰波传播过程的影响。

从理论上讲,仅当药柱为理想封闭,爆轰产物不发生径向流动,炸药在冲击波波阵面后面反应

区释放出的能量全都用来支持冲击波的传播,爆轰波以最大速度传播时,才能达到理想爆速。实际上炸药是很难达到理想爆速的,炸药的实际爆速都低于理想爆速。

2.5.1.1 影响爆速的因素

炸药的爆速与炸药自身的初始密度、爆热、爆轰产物组成成分、化学反应速度有关,装药直径、装药密度和粒度、装药外壳、起爆冲能和间隙效应等也影响爆速。

(1) 装药直径

装药直径对爆速和爆轰状况产生影响的原因在于侧向扩散作用对化学反应区结构的影响。实际工程爆破中大多采用圆柱形装药。炸药爆轰时,冲击波沿装药轴向向前传播;冲击波波阵面的高温高压使得爆轰产物必然产生侧向膨胀,这种侧向膨胀以稀疏波的形式由装药边缘向轴心传播,稀疏波在介质中的传播速度为介质中的声速。

装药直径影响爆速的机理可用图 2-13 所示无外壳约束的药柱在空气中的爆轰来说明。当药柱爆轰时,由于爆轰产物的径向膨胀,除在空气中产生空气冲击波外,还会在爆轰产物中产生径向稀疏波向药柱轴心方向传播。此时,厚度为 a 的反应区 $ABB'A'$ 分为两部分:稀疏波干扰区 ABC 、 $A'B'C'$ 和未干扰的稳恒区 $ACC'A'$ 。只有稳恒区内炸药反应释放出的能量对爆轰波传播有效,因而冲击波的强度将下降,爆速也相应减小。稳恒区的大小表明支持冲击波传播有效能量的多少,决定了爆速的大小。当稳恒区的长度小于一定值时,炸药便不能稳定爆轰。

理论和试验研究表明,炸药爆速随装药直径 d_c 的增大而提高,并存在下列经验公式:

$$D = D_H \left(1 - \frac{a}{d_c} \right) \quad (2-55)$$

图 2-14 所示为装药直径与爆速之间的关系。研究图中曲线的变化规律可知:当装药直径较小时,随着装药直径的增大,爆速增加较快,但当装药直径增大到某一数值后,爆速将趋于一恒定值,此时的装药直径称为极限直径 d_L ,与 d_L 相对应的爆速称为该炸药的理想爆速 D_H ;反之,随着装药直径的减小,爆速也迅速下降,当装药直径减小到某一数值时将产生不稳定爆轰,甚至拒爆,称此装药直径为临界直径 d_K ,此时对应的爆速为炸药的临界爆速 D_K ;当装药直径介于 d_K 与 d_L 之间时,炸药的爆速虽不能达到理想爆速 D_H ,但仍然能处于稳定传爆状态。

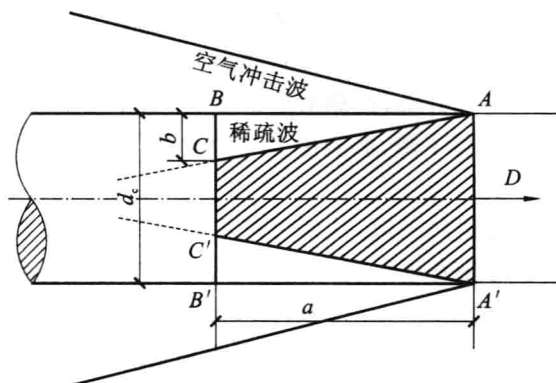


图 2-13 爆轰产物侧向膨胀

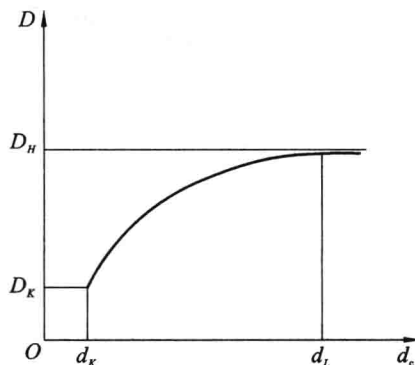


图 2-14 装药直径与爆速的关系

因此,为了保证炸药能稳定爆轰,实际应用中的装药直径必须大于炸药的临界直径。临界直径与炸药的化学本质有很大关系:起爆药的临界直径最小,一般为 1×10^{-2} mm 量级;其次为高猛单质炸药,一般为几毫米;硝酸铵和硝酸类混合炸药的临界直径则较大,硝酸铵可达 100 mm,铵梯炸

药一般为 12~15 mm。

对于同一种炸药,当密度不同时,临界直径也不同。对于多数单质炸药,密度越大,临界直径越小,但对于混合炸药,尤其是硝铵类炸药,密度超过一定限度后,临界直径将随密度的增大而显著增加。

(2) 装药密度

对于像黑索金、梯恩梯等单质炸药,炸药密度增大时能提高爆速,两者呈线性关系,直到装药密度增大到结晶密度为止,如图 2-15 所示。但是,对于硝铵类混合炸药来说,在药包直径小于极限直径的条件下,爆速增大到一定数值后便随装药密度的增大而呈下降趋势。此时的爆速为最大爆速,与最大爆速值相对应的装药密度称为最佳密度。当密度继续增大,爆速下降到临界爆速时,爆轰波就不能稳定传播,最终导致息爆,如图 2-16 所示。

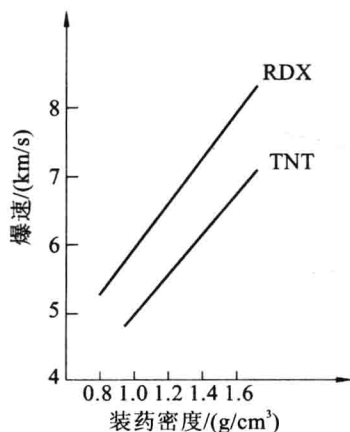


图 2-15 黑索金和梯恩梯炸药爆速与密度的关系

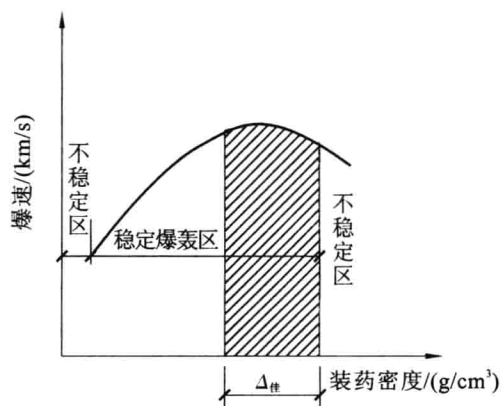


图 2-16 混合炸药爆速与密度的关系

(3) 炸药粒度

对于同一种炸药,粒度不同时化学反应的速度不同,其临界直径、极限直径和爆速也不同。但粒度的变化并不影响炸药的极限爆速。一般情况下,炸药粒度减小,临界直径和极限直径减小,爆速增高。

在多成分的混合炸药中,只有氧与可燃元素反应才能释放大量热量,这就需要气态爆轰产物与固态可燃物表面之间充分接触。所以,除了要考虑组分颗粒的大小,还要考虑各组分的粒度比。试验结果表明:对于硝酸铵与黑索金混合炸药,为了使化学反应更完全,硝酸铵粒度应小于黑索金粒度。若不是此种情况,黑索金粒度小且反应速度大,迅速分解,而硝酸铵粒度大,来不及完全分解,结果两种炸药的分解产物得不到充分反应,导致释放能量下降,影响爆轰波的传播。

(4) 装药外壳

装药外壳可以限制炸药爆轰时反应区爆轰产物的侧向飞散,从而可减小炸药的临界直径。当装药直径较小,爆速与理想爆速差距较大时,增加装药外壳可以提高爆速,其效果与加大装药直径相同。例如,硝酸铵的临界直径在玻璃外壳条件下为 100 mm,而采用 7 mm 厚的钢管时仅为 20 mm。装药外壳不会影响炸药的极限爆速,所以当装药直径较大、爆速已接近理想爆速时,外壳作用不大。利用炮孔内耦合装药爆破岩石时,炮孔围岩可起到外壳的作用,在炮孔直径较小的情况下可以提高爆速。

(5) 起爆冲能

起爆冲能不会影响炸药的极限爆速,但要使炸药达到稳定爆轰,必须供给炸药足够的起爆冲能,且激发冲击波速度必须大于炸药的临界爆速。

(6) 间隙效应

当硝铵类混合炸药采用细长连续装药方式时,通常在空气中能正常传爆,但在炮孔内,如果药柱与炮孔孔壁间存在间隙,则常常会发生爆轰中断或爆轰转变为爆燃的现象。这种现象称为间隙效应或管道效应。

一般情况下,产生间隙效应的原因如下。爆轰波在传播过程中,其高温高压爆轰产物使其前端间隙中的空气受到强烈压缩,从而在空气间隙内产生了超前于爆轰波传播的空气冲击波。这样,药卷在爆轰波到达之前已经受到冲击波的强烈压缩,直径缩小而密度增大,引起爆轰参数恶化。当药卷直径缩小和密度增大到一定程度时,可导致爆速下降,甚至造成爆轰中断。

采用耦合散装炸药可以从根本上克服间隙效应。间隙效应与炸药自身性能有很大关系。多数单质炸药增大密度后,爆速提高,间隙效应反而对爆轰有利。但混合炸药则相反,间隙效应对爆轰不利,并有可能发生爆轰中断的现象。不同类型和品种的混合炸药,对间隙效应的抵抗能力相差很大。对于一定直径的炸药药卷,产生间隙效应的间隙值有一定的范围,可以通过控制药卷与孔壁间的间隙尺寸,也可在药卷和炮孔间隙中充填水或有机泡沫,或用药包全长导爆索起爆等来克服间隙效应。

2.5.1.2 爆速的测定方法

爆速的测定对验证爆轰理论、研究炸药的应用有重要意义。爆速的测定方法有多种,常用爆速仪测定法测定。图 2-17 所示为爆速仪测定法示意图。药包自左端起爆,爆轰波向右端传播,当到达测点 A 时,爆轰产物产生电离,使探针 2 短路,电路成为闭路,电信号经过转换装置使计数器开始计数。当爆轰波经过距离 l 到达 B 点时,探针 3 短路,电信号使计数器停止计数,计数结果以时间 (ms) 显示出来。根据距离 l 及爆轰波传播所经历的时间,即可得出在 l 距离范围内的平均爆速。采用多段爆速仪可同时测出药包上不同点的几个爆速,从而可研究出沿药包长度爆速的变化规律。

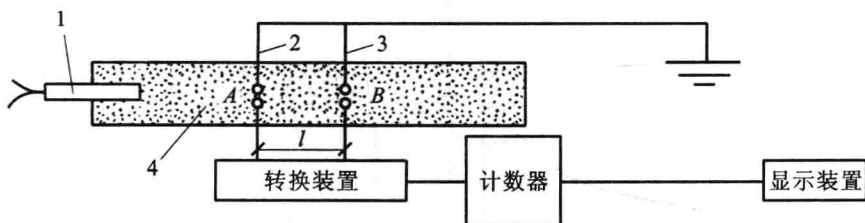


图 2-17 爆速仪测定法示意图

1—雷管;2,3—探针;4—药包

2.5.2 爆力

炸药爆炸对周围介质所做机械功的总和称为炸药的爆力,又称为炸药的做功能力。它反映了爆生气体产物膨胀做功的能力,是衡量炸药爆炸作用的重要指标。

假设炸药爆炸放出的能量全部用于气体产物的膨胀做功,且该过程为绝热过程,根据热力学第一定律,气体产物的膨胀做功应等于其内能的减少,即

$$-du = dA$$

假设气体为理想气体,并引入爆热表达式 $Q_V = c_V T_1$, 有

$$A = \int -du = \int_{T_1}^{T_2} -c_V dT = c_V (T_1 - T_2) = Q_V \left(1 - \frac{T_2}{T_1}\right) = \eta Q_V \quad (2-56)$$

式中 T_1 ——爆轰产物的初始温度；
 T_2 ——爆轰产物做功后的温度；
 c_v ——爆轰产物的平均热容；
 η ——热效率或做功效率，其值为 $1 - T_2/T_1$ 。

应用气体等熵绝热状态方程 $pV^K = \text{常数}$ ，有

$$\frac{T_2}{T_1} = \left(\frac{V_1}{V_2}\right)^{K-1} = \left(\frac{p_2}{p_1}\right)^{\frac{K-1}{K}} \quad (2-57)$$

于是，式(2-56)可改写为

$$A = Q_v \left[1 - \left(\frac{V_1}{V_2}\right)^{K-1} \right] = Q_v \left[1 - \left(\frac{p_2}{p_1}\right)^{\frac{K-1}{K}} \right] \quad (2-58)$$

式中 V_1, p_1 ——爆炸产物的初始比容和压力；
 V_2, p_2 ——爆炸产物膨胀后的比容和压力；
 K ——爆炸产物的绝热指数。

上式表明，炸药的做功能力与爆热成正比，且和炸药的爆容有关：爆容越大，热效率越高。而爆炸产物的组成对爆容和绝热指数 K 都有影响，从而影响炸药的做功能力。因此，炸药的爆力取决于热化学参数和爆炸产物的组成。

工业炸药的爆力常用铅铸法测定。铅铸为用 99.99% 的纯铅铸成的圆柱体，直径为 200 mm，高为 200 mm，重 70 kg，沿轴心有 $\phi 25$ mm、深 125 mm 的圆柱孔[图 2-18(a)]。试验时将 10 g 炸药用锡箔纸作外壳制成 $\phi 24$ mm 的药柱，并在一端装入 8 号雷管，放进铅铸的轴心孔内，然后用过筛(144 孔/cm²)的石英砂将孔填满。炸药引爆后，圆柱孔扩大为梨形[图 2-18(b)]，清除孔内残渣注水测量扩孔后的容积。将扩孔前后的容积差与雷管扩孔容积之差作为炸药的爆力值，单位为 mL，它是反映炸药做功能力的相对指标。

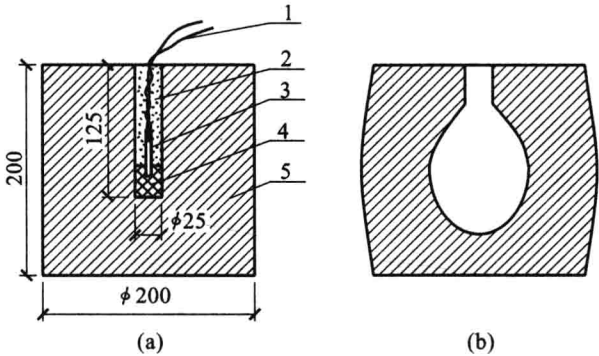


图 2-18 铅铸试验

1—雷管线；2—石英砂；3—铜壳电雷管；4—药包；5—铅铸

因环境温度对扩孔值有影响，故标准试验温度规定为 15℃。不同温度时扩孔值的校正值见表 2-10。

表 2-10

扩孔值受温度影响的校正值

温度/℃	-20	-15	-10	-5	0	5	8	10	15	25	30
修正值/%	14	12	10	7	5	3.5	2.5	2	-2	-4	-6

2.5.3 猛度

炸药爆炸时产生冲击波和应力波的作用强度称为猛度。它表征了炸药动作用的强度,是衡量炸药爆炸特性及爆炸作用的重要指标。

炸药爆炸的冲击破坏能力取决于动作用阶段的压力及其作用时间,故可用爆轰压力或比冲量来表示。因此,炸药的密度和爆速越高,猛度就越高,即猛度取决于爆轰参数。

工业炸药猛度的测定方法常用铅柱压缩法,试验装置如图 2-19 所示。将高 60 mm、直径为 40 mm、纯铅制成的铅柱置于钢砧上,铅柱上放一块厚 10 mm、直径为 41 mm 的钢片,其上放药柱试样,将其捆扎在钢砧上。药柱的药量为 50 g,直径为 40 mm,装药密度为 1 g/cm^3 ,用纸作外壳。最后插入 8 号雷管引爆,雷管插入深度为 15 mm。炸药爆炸后,爆轰波通过钢片压缩铅柱,铅柱被压缩成蘑菇状。用压缩前后铅柱的高差来表示炸药的猛度,单位为 mm。

一般工业炸药性能指标中的猛度值就是指铅柱压缩量。

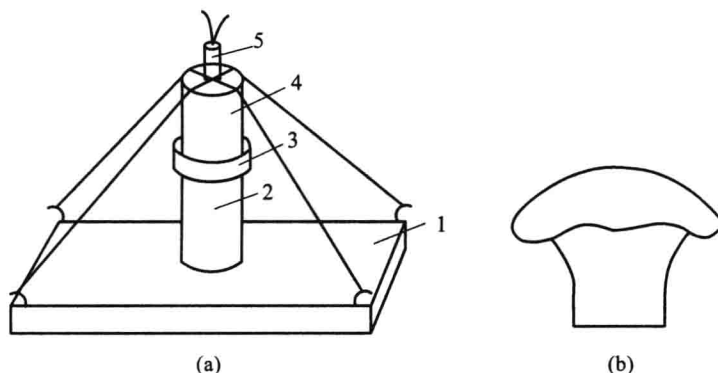


图 2-19 炸药猛度试验

1—钢砧;2—铅柱;3—钢片;4—受试炸药;5—雷管

2.5.4 殉爆

一个药包爆炸时会在某种惰性介质中产生冲击波,通过冲击波的作用可以引起相隔一定距离处另一药包的爆炸,这种现象称为殉爆。炸药殉爆的难易程度取决于炸药对冲击波作用的感度。

首先爆炸的炸药称为主动装药,被诱导爆炸的炸药称为被动装药。主动装药能诱导被动装药爆炸的最大距离称为殉爆距离(图 2-20)。殉爆距离取决于主动装药的炸药性质和药量、被动装药对冲击波的感度及装药间介质的性质。

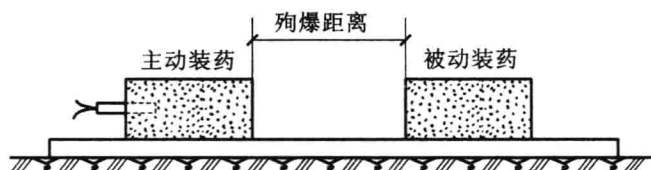


图 2-20 炸药殉爆试验

药卷间的殉爆距离一般可通过试验来确定。试验时,将同一种炸药的两个药卷沿轴线隔一定距离平放在坚实的砂土上,其中一个药卷装有雷管作为主动装药,另一个药卷作为被动装药,然后引爆。根据形成的炸坑以及有无残留炸药和药卷来判断殉爆情况,通过一系列试验可找出相邻药

卷能殉爆的最大距离。

通常采用空气中的殉爆距离来作为工业炸药的殉爆指标。

【知识归纳】

(1) 爆炸是指在一定条件下物质发生急剧的物理或化学变化,其内部能量瞬间释放,并借助系统内原有气体或爆炸生成气体的迅速膨胀对系统周围介质做功,使之发生冲击破坏效应,并伴随有强烈的发光和声响。爆炸分为三类:物理爆炸、化学爆炸和核爆炸。

(2) 爆炸现象有三个基本特征:放热性、快速性、生成气体产物。

(3) 炸药化学反应形式有热分解、燃烧和爆炸。

(4) 氧平衡是指炸药内含氧量与可燃物充分氧化所需氧量之间的关系。按氧平衡值的大小,可将其分为三类:正氧平衡、负氧平衡和零氧平衡。零氧平衡炸药爆炸后不会产生有毒气体。

(5) 炸药爆炸反应的热化学参数有爆容、爆热、爆温和爆压。

(6) 炸药的起爆能分为热能、机械能、冲击波能和电能;其起爆机理有三个理论,分别为热爆炸理论、热点起爆理论和爆炸冲能起爆理论。

(7) 炸药的感度是指炸药在外界起爆能作用下可否发生爆炸反应以及发生爆炸反应的难易程度。炸药的感度分为热感度、机械感度、冲击波感度、起爆冲能感度和静电感度。

(8) 波为扰动在介质中的传播,按运动方向和传播方向的关系可分为纵波和横波。声波为纵波;流体中一般只能传播纵波,不能传播横波。按波阵面的形状,波可分为平面波、柱面波和球面波。受扰动后,波阵面上介质的压力、密度等状态参数增加的波叫作压缩波,受扰动后波阵面上介质的压力、密度等状态参数下降的波称为稀疏波。

(9) 波阵面通过后介质的状态参数(如密度、压力等)发生突跃式变化的波叫作冲击波。它是一种强压缩波,具有强度大、超音速传播、非周期性等特性。

(10) 爆轰波是指在炸药内部稳定传播的冲击波,其具有冲击波的一般特性。爆轰波稳定传播的条件是爆炸产物的波速与声速之和必须等于爆速。

(11) 影响爆速的因素有两点:① 炸药自身因素:初始密度、爆轰产物的组成、化学反应速度;② 外部因素:装药直径、装药密度和粒度、装药外壳、起爆冲能和间隙效应。

(12) 炸药的做功能力称为爆力,是指炸药爆炸对周围介质所做机械功的总和,其常用测定方法是铅铸法。

(13) 炸药的猛度是指炸药爆炸时产生冲击波和应力波的作用强度,可通过铅柱压缩法测定。

【独立思考】

2-1 炸药爆炸必须具备哪三个基本要素?为什么?

2-2 炸药化学反应有哪些形式?它们之间有何区别?

2-3 什么是炸药的氧平衡?试简述氧平衡的分类及其特点。

2-4 什么叫作炸药的感度?炸药的感度有哪些种类?

2-5 影响炸药爆速的因素有哪些?

2-6 名词解释:爆炸,爆轰波,爆容,爆压,殉爆。

【参考文献】

[1] 李翼祺,马素贞.爆炸力学.北京:科学出版社,1992.

- [2] 林德余. 矿山爆破工程. 北京: 冶金工业出版社, 1993.
- [3] 高尔新, 杨仁树. 爆破工程. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1999.
- [4] 东兆星, 邵鹏. 爆破工程. 北京: 中国建筑工业出版社, 2005.
- [5] 戴俊. 爆破工程. 北京: 机械工业出版社, 2005.
- [6] 刘殿书, 李胜林. 爆破工程. 北京: 科学出版社, 2011.
- [7] И И 奥尔连科. 爆炸物理学: 上册. 孙承纬, 译. 北京: 科学出版社, 2011.

爆破材料和起爆方法

课前导读

□ 内容提要

本章的主要内容为：各类工业炸药（包括乳化炸药、水胶炸药、铵油炸药和煤矿许用炸药等）的组分和性能，各种起爆材料（导爆索、导爆管和各种雷管）的结构和性能，常用起爆方法（导爆索起爆法、导爆管起爆法、电力起爆法和混合起爆法）中爆破网路设计要求、设计方法、使用条件和操作技术。本章的教学重点是工业炸药的性能和使用、雷管的性能和使用、各种起爆网路的设计和应用，教学难点为导爆管起爆网路的设计。

□ 能力要求

通过本章的学习，学生应了解常用工业炸药、工业起爆材料的基本性能和使用条件，掌握各种起爆方法爆破网路的设计和应用。

3.1 工业炸药

3.1.1 工业炸药的基本要求和分类

3.1.1.1 工业炸药的基本要求

工业炸药又称民用炸药,广泛用于矿山、铁道、水利、石油、交通、建材、金属加工和控制爆破等方面。工程爆破作业对工业炸药的基本要求是:

① 爆炸性能好,具有足够的爆炸威力,以满足各种工程爆破对象的要求。

② 具有合适的感度,既能用普通工业雷管起爆,又能确保制造、运输、储存和使用等环节的安全。

③ 炸药氧平衡应为零氧平衡或接近零氧平衡,以保证炸药爆炸后产生的有毒气体少,浓度不得超过安全规程规定的允许标准。

④ 具有较好的热安定性、物理化学相容性和适当的稳定储存期,以保证炸药在规定的储存期内不变质失效。

⑤ 原料来源丰富,成本低廉,制造工艺简单,生产操作安全可靠,无污染。

3.1.1.2 工业炸药的分类

工业炸药按其物理形态、化学成分和使用条件等多种分类方法,其中按使用条件可分为煤矿许用炸药、岩石炸药和露天炸药。

(1) 煤矿许用炸药

煤矿许用炸药是准许在一切地下和露天爆破工程中使用的炸药,使用范围包括有瓦斯和煤尘爆炸危险的矿山。此类炸药对爆炸后生成的有毒气体含量、炸药做功能力、爆温、火焰长度及其持续时间等均有严格规定,以保证安全。

(2) 岩石炸药

岩石炸药是准许在地下和露天爆破工程中使用的炸药,但不能用于有瓦斯和煤尘爆炸危险的矿山。此类炸药只对爆生有毒气体含量进行限制。

(3) 露天炸药

露天炸药是只准许在露天爆破工程中使用的炸药。

除此以外,还有一些专供特殊用途或在特殊条件下使用的炸药,如光面爆破炸药、地震勘探炸药、耐热炸药等。

工业炸药种类很多,其中以硝酸铵类炸药品种最多、应用最广。硝酸铵类炸药是以硝酸铵为主要成分,加上适量的可燃剂、敏化剂及其他附加剂的混合性炸药。硝酸铵为常用化工产品,原料丰富,易于制造且成本低廉。

硝酸铵类工业炸药的主要成分有以下几种。

① 氧化剂:硝酸铵。其在炸药中的作用是提供爆炸反应所需的氧元素。

② 可燃剂(还原剂):梯恩梯(TNT)、木粉、木炭、柴油、松香、石蜡、铝粉等。其在炸药中的作用是提供爆炸反应所需的可燃元素。它与氧元素化合,会发生剧烈爆炸或燃烧(氧化)反应。

③ 敏化剂:梯恩梯(TNT)、二硝基萘、甲胺硝酸盐、铝粉、塑料和玻璃微球以及一些发泡剂等。其作用是增加敏感度,改善爆炸性能。

④ 其他成分:为满足各种不同的使用要求而加入的一些附加成分,如加强剂(如梯恩梯、黑索金、铝粉和镁粉)、疏松剂(如木粉)、消焰剂(如氯化钠)、防潮剂(如石蜡)、胶结剂等。

3.1.2 乳化炸药

乳化炸药是以氧化剂水溶液为分散相,以不溶于水的油相材料为连续相,通过乳化剂的作用,使氧化剂水溶液微细液滴均匀分散在含有气泡的近似油状物质的连续介质中,从而形成的一种灰白色或浅黄色的油包水型特殊内部结构的含水乳胶状炸药。

3.1.2.1 乳化炸药的组分

乳化炸药主要由形成连续相的油相材料、形成分散相的氧化剂水溶液、油包水型乳化剂、密度调整剂和其他一些添加剂组成。

(1) 氧化剂水溶液

其通常由硝酸铵和硝酸钠的过饱和水溶液构成,加入硝酸钠的主要作用是增大溶解度,降低氧化剂水溶液的析晶点。二者比例硝酸铵:硝酸钠为(3~4):1。其含量占55%~90%。

氧化剂水溶液的主要作用是:① 形成乳化炸药分散相;② 提高乳化炸药密度;③ 改善乳化炸药爆炸性能;④ 增强乳化炸药使用灵活性。

水的含量对炸药的稳定性、密度和爆破性能都有显著的影响。在一定含量范围内,乳化炸药的存储稳定性随着水分含量的增加而提高,其密度则随着水分含量的增加而减小。经验表明,雷管敏感的乳化炸药的水分含量最好是8%~12%。乳化炸药的含水量一般控制为8%~18%,露天大直径深孔爆破使用的乳化炸药的含水量一般为15%~18%。

(2) 油包水型乳化剂

乳化炸药中的乳化剂多为脂肪族化合物,可以是一种乳化剂,也可以是两种或两种以上的乳化剂。乳化剂的作用是使互不相容的油水相互紧密吸附,形成比表面积很大的稳定乳状液,并使氧化剂同还原剂的耦合程度增强。实践已经表明,乳化剂含量占炸药总质量的0.5%~2.5%。国内常用失水山梨醇单油酸酯等作为乳化剂。

(3) 油相材料

油相材料形成乳化炸药的连续相,作为传递爆轰的基质。油相还可起到可燃剂和敏化剂的作用,同时对炸药成品的最终外观形态、抗水性能和储存稳定性有明显影响。其一般由柴油和石蜡组成,含量为2%~6%。它的作用是较好地调节乳化炸药的密度和能量,还可使乳化炸药的爆轰敏感度明显提高。

(4) 密度调节剂

一般地说,密度调节剂是以第三相加入的。它可以是通过添加某些化学物质(如亚硝酸钠等)发生分解反应产生的微小气泡,还可以是封闭性夹带气体的固体颗粒(如空心微玻璃球、膨胀珍珠岩微粒或其他多孔性材料等)。

(5) 其他添加剂

其包括乳化促进剂、晶形改性剂和乳胶稳定剂等,用量为0.1%~0.5%。尽管其添加量很少,但对乳化炸药的药体质量、爆炸性能和储存稳定性等都有明显的改进作用。对于安全级别较高的煤矿许用炸药还需加入消焰剂。

3.1.2.2 乳化炸药的性能

(1) 密度可调范围宽

乳化炸药的密度为 0.8~1.45 g/cm³，可调范围较宽，可根据工程爆破的实际需要制成不同密度的品种。

(2) 爆速和猛度高

乳化炸药的爆速一般可达 4000~5500 m/s，猛度可达 17~20 mm。然而，由于乳化炸药含有较多的水，其爆力比铵油炸药低，故在硬岩中使用的乳化炸药大都加有热值较高的物质，如铝粉、硫磺粉等。

(3) 起爆感度高

乳化炸药通常能用 8 号工业雷管起爆。

(4) 抗水性强

乳化炸药具有良好的抗水性能。

乳化炸药组分中不含有毒物质，原材料来源广，加工工艺简单，成本低，是目前有水条件下最常采用的炸药。表 3-1 中列出了部分国产乳化炸药的组分和性能。表 3-2 所示为国标规定的乳化炸药的主要性能指标。

表 3-1 部分国产乳化炸药的组分与性能

指标		炸药品种				
		EL 系列	RL-2	RJ 系列	MRY-3	CL4
组分 /%	硝酸铵	63~75	65	53~80	60~65	50~70
	硝酸钠	10~15	15	5~15	10~15	15~30
	油相材料	2.5	2.8~5.5	2~5	3~6	2~8
	水	10	10	8~15	10~15	4~12
	乳化剂	1~2	3	1~3	1~2.5	0.5~2.5
	尿素	—	2.5	—	—	—
	铝粉	2~4	—	—	3~5	—
	密度调节剂	0.3~0.5	—	0.1~0.7	0.1~0.5	—
	添加剂	2.1~2.2	—	0.5~2.0	0.4~1.0	0~4,3~15
性能	爆速/(m/s)	4500~5000	3500~4200	4500~5400	4500~5200	4500~5500
	猛度/mm	16~19	12~20	16~18	16~19	15~17
	爆力/mL	—	302~304	—	—	295~330
	殉爆距离/cm	8~12	5~23	≥8	8	—

表 3-2 乳化炸药的主要性能指标(GB 18095—2000)

项目	指标						
	岩石乳化炸药		煤矿许用乳化炸药			露天乳化炸药	
	1 号	2 号	一级	二级	三级	有雷管感度	无雷管感度
药卷密度/(g/cm ³)	0.95~1.30		0.95~1.25			1.10~1.30	—
炸药密度/(g/cm ³)	1.00~1.30		1.00~1.30			1.15~1.35	1.00~1.35
爆速/(m/s)	≥4.5×10 ³	≥3.2×10 ³	≥3.0×10 ³	≥3.0×10 ³	≥2.8×10 ³	≥3.0×10 ³	≥3.5×10 ³
猛度/mm	≥16	≥12	≥10	≥10	≥8	≥10	—
殉爆距离/cm	≥4	≥3	≥2	≥2	≥2	≥2	—
爆力/mL	≥320	≥260	≥220	≥220	≥210	≥240	—

3.1.2.3 粉状乳化炸药的性能

粉状乳化炸药又称乳化粉状炸药,其无须引入敏化气泡就具有良好的爆炸性能。它以含水量较低氧化剂溶液的细微液滴为分散相,以特定的碳质燃料与乳化剂组成的油相溶液为连续相,在一定的工艺条件下通过强力剪切形成油包水型乳胶体,通过雾化制粉或旋转闪蒸使胶体雾化脱水,冷却固化后形成具有一定粒度分布的新型粉状硝铵炸药。粉状乳化炸药的含水量一般在3%以下,因此其做功能力大于乳化炸药。由于其在制备过程中颗粒中及颗粒间形成许多孔隙,使其具有较好的雷管感度与爆轰感度。这种炸药的颗粒具有W/O型特殊微观结构,因而具有良好的抗水性能。松散的微细结晶粉末的外观形态便于装填成挺实的药卷,也为爆破作业人员搬运炸药和装填小直径炮孔提供了方便。表3-3中列出了常用粉状乳化炸药的性能指标。

表 3-3 粉状乳化炸药的性能指标

炸药名称	密度/(g/cm ³)	殉爆距离/cm	猛度/mm	爆速/(m/s)	爆力/(mL)	爆炸后有毒气体含量/(L/kg)	可燃气体安全度/g	抗爆燃性	撞击感度/%	摩擦感度/%
岩石粉状乳化炸药	0.85~1.05	≥5	≥13.0	≥3400	≥300	≤80	—	—	≤15	≤8
一级煤矿许用粉状乳化炸药	0.85~1.05	≥5	≥10.0	≥3200	≥240	≤80	≥100	合格	≤15	≤8
二级煤矿许用粉状乳化炸药	0.85~1.05	≥5	≥10.0	≥3000	≥230	≤80	≥180	合格	≤15	≤8
三级煤矿许用粉状乳化炸药	0.85~1.05	≥5	≥10.0	≥2800	≥220	≤80	≥400	合格	≤15	≤8

3.1.3 浆状炸药和水胶炸药

3.1.3.1 浆状炸药

浆状炸药是以硝酸铵为主体成分的含水抗水炸药。其主要成分如下。

(1) 氧化剂水溶液

氧化剂水溶液是传递爆轰的基质,主要采用硝酸铵饱和水溶液,有时加入少量硝酸钠。

(2) 敏化剂

浆状炸药含水使其起爆感度下降,为了使它能够顺利起爆,需加入敏化剂以提高其起爆感度。常用的敏化剂有猛炸药、金属粉、柴油和一些发泡剂等。

(3) 胶凝剂

在浆状炸药中,胶凝剂起增稠作用,可使浆状炸药中不溶于水的固体颗粒呈悬浮状态,从而将氧化剂水溶液、不溶水的敏化剂颗粒和其他组分胶结在一起。常用的胶凝剂有植物胶(槐豆胶、田菁胶、皂角胶等)或聚丙烯酰胺等人工合成胶凝剂。

浆状炸药具有抗水性强、密度大、爆炸威力大、制造使用安全、原料来源广、成本低等优点。目前,我国浆状炸药的产量已很少。一些国产浆状炸药的组分和主要性能列于表 3-4 中。

表 3-4 一些国产浆状炸药的组分和主要性能

炸药名称		4 号浆状 炸药	5 号浆状 炸药	6 号浆状 炸药	槐 1 号 浆状炸药	槐 2 号 浆状炸药	白云 1 号 浆状炸药	田菁 10 号 浆状炸药
组 分 /%	硝酸铵	60.2	70.2~71.5	73~75	67.9	54.0	45.0	57.5
	硝酸钠(钾)				(Na)10.0	(K)10.0	(Na)10.0	10.0
	梯恩梯	17.5	5.0			10.0	17.3	10.0
	水	16.0	15.0	15.0	9.0	14.0	15.0	11+2
	柴油		4.0	4.0~5.5	3.5	2.5		2.0
	胶凝剂 ^①	(白)2.0	(白)2.4	(白)2.4	(槐)0.6	(槐)0.5	(皂)0.7	(田)0.7
	亚硝酸钠		1.0	1.0	0.5	0.5		
	交联剂	硼 1.3 ^①	硼 1.4	硼 1.4	2.0 ^②	2.0 ^②	2.0 ^③	发泡剂 1.0
	表面活性剂		1.0	1.0	2.5	2.5	1.0	3.0
	硫黄粉				4.0	4.0		2.0
	乙二醇						3.0	
	尿素	3.0					3.0	3.0
性能	密度/(g/cm ³)	1.4~1.5	1.15~1.24	1.27	1.1~1.2	1.1~1.2	1.17~1.27	1.25~1.31
	爆速/(km/s)	4.4~5.6	4.5~5.6	5.1	3.2~3.5	3.9~4.6	5.6	4.5~5.0
	临界直径/mm	96	≤45	≤45			≤78	70~80

① 白——白芨粉,槐——槐豆胶,皂——皂角胶,田——田菁胶,硼——硼砂。

② 硼砂 14.5%+重铬酸钾 6%+水 79.5%。

③ 硼砂 5%+重铬酸钾 5%+亚硝酸钠 7%+水 83%。

3.1.3.2 水胶炸药

水胶炸药是在浆状炸药的基础上发展起来的抗水硝铵类炸药,是由氧化剂(硝酸铵为主)的水溶液、敏化剂(硝酸甲胺、铝粉等)和胶凝剂等基本成分组成的含水炸药。由于它采用了化学交联技术,故呈凝胶状态。水胶炸药与浆状炸药的主要区别在于用硝酸甲胺这种水溶性的敏化剂取代或部分取代了猛炸药,因而使爆轰感度大为增加。

水胶炸药的优点是：爆炸反应较完全，爆炸威力大，抗水性强，爆生有毒气体少，机械感度和火焰感度低，安全性好，储存稳定性好等。其尤其适用于在有水而且坚硬的岩石中爆破。按照水胶炸药的不同用途，可将水胶炸药分为岩石水胶炸药、煤矿许用水胶炸药及露天水胶炸药三种类型。安全型煤矿许用水胶炸药可用于有瓦斯和煤尘爆炸危险的爆破工作面。表 3-5 中列出了国标规定的国产水胶炸药的主要性能指标。

表 3-5 水胶炸药的主要性能指标 (GB 18094—2000)

项目	指标					
	岩石水胶炸药		煤矿许用水胶炸药			露天水胶炸药
	1 号	2 号	一级	二级	三级	
密度/(g/cm ³)	1.05~1.30		0.95~1.25			1.05~1.30
爆速/(m/s)	≥4.2×10 ³	≥3.2×10 ³	≥3.2×10 ³	≥3.2×10 ³	≥3.0×10 ³	≥3.2×10 ³
殉爆距离/(cm)	≥4	≥3	≥3	≥2	≥2	≥3
做功能力/mL	≥320	≥260	≥220	≥220	≥180	≥240
猛度/mm	≥16	≥12	≥10	≥10	≥10	≥12
炸药爆炸后有毒 气体含量/(L/kg)	≤80					—
可燃气安全度	—		合格			—
撞击感度	爆炸概率小于等于 8%					
摩擦感度	爆炸概率小于等于 8%					
热感度	不燃烧,不爆炸					
使用保证期/d	270		180			180

3.1.4 铵油炸药

3.1.4.1 铵油炸药的成分及作用

铵油炸药的主要成分为硝酸铵和柴油，包括粉状铵油炸药、多孔粒状铵油炸药、重铵油炸药等。为了改善铵油炸药的爆炸性能，常在铵油炸药中加入某些添加剂。例如，为了提高粉状铵油炸药的爆轰感度，加入木粉、松香等；为了提高威力，加入铝粉、铝镁合金粉等；为了使柴油和硝酸铵混合均匀，进一步提高炸药的爆轰稳定性，加入一些阴离子表面活性剂(十二烷基磺酸钠、十二烷基苯磺酸钠)等。

(1) 硝酸铵

硝酸铵作氧化剂。最适合做成炸药的粒状硝酸铵密度范围为 1.40~1.50 g/cm³，以多孔粒状硝酸铵为好，其表面充满空穴，松散性和流动性较好，渗油均匀，吸油率高，爆炸反应完全，且不易结块，适用于机械化装药，多用于露天深孔爆破。

(2) 柴油

柴油可作为可燃剂。常用轻柴油的爆热值可达 41860 kJ/kg，要求其中的碳、氢元素含量占 99.5%，一般用 0[#]、1[#]、20[#] 轻柴油，在严寒冬季可采用 -10[#]、-20[#] 和 -35[#] 轻柴油。

(3) 木粉

木粉作为疏松剂、可燃剂,同时能调节炸药的密度。

铵油炸药的合理配比以达到零氧平衡为准则,然后根据爆炸性能、有害气体量的试验结果进行调整。

3.1.4.2 粉状铵油炸药

粉状铵油炸药中的结晶型硝酸铵、柴油和木粉的含量按炸药爆炸反应的零氧平衡原则计算确定。考虑到制造设备的条件和工程爆破作业的具体要求,各组分在一定范围内可以调整。几种粉状铵油炸药的组分、性能见表 3-6。

表 3-6 几种粉状铵油炸药的组分与性能

炸药品种		1 号铵油炸药(粉状)	2 号铵油炸药(粉状)	3 号铵油炸药(粒状)
组分 /%	硝酸铵	92±1.5	92±1.5	94.5±1.5
	柴油	4±1.0	1.8±0.5	5.5±1.5
	木粉	4±0.5	6.2±1.0	—
水分/%		≤0.75	≤0.8	≤0.8
密度/(g/cm ³)		0.9~1.0	0.8~0.9	0.9~1.0
使用保证期/d		雨季 7,一般为 15	15	15
爆炸 性能	爆力/mL	≥300	≥250	≥250
	猛度/mm	≥12	≥18(钢管)	≥18(钢管)
	爆速/(m/s)	≥3300	≥3800(钢管)	≥3800(钢管)
	殉爆距离/cm	≥5	—	—

3.1.4.3 多孔粒状铵油炸药

多孔粒状铵油炸药是由 94.5%的多孔粒状硝酸铵和 5.5%的柴油混合而成。考虑到加工过程中柴油可能有部分挥发和损失,通常加 6%的轻柴油。其多采用粒状铵油炸药混装车在爆破现场直接混制并装入炮孔。多孔粒状铵油炸药的性能指标见表 3-7。

表 3-7 多孔粒状铵油炸药的性能指标

项目		性能指标	
		包装产品	混装产品
水分/%		≤0.30	—
爆速/(m/s)		≥2800	≥2800
猛度/mm		≥15	≥15
爆力/mL		≥278	—
使用有效期/d		60	30
炸药有效期内	爆速/(m/s)	≥2500	≥2500
	水分/%	≤0.50	—

3.1.4.4 重铵油炸药

重铵油炸药又称乳化铵油炸药,是乳胶基质与多孔粒状铵油炸药的物理掺和产品。在掺和过程中,高密度的乳胶基质填充多孔粒状硝酸铵颗粒间的空隙并涂覆于硝酸铵颗粒的表面。这样既提高了粒状铵油炸药的相对体积威力,又改善了铵油炸药的抗水性能。

重铵油炸药与粉状铵油炸药相比,具有能量密度大、使用感度高、抗水性强、生产工艺简单以及便于机械化混制和装药等优点,一般在现场由混装车混制并直接装入炮孔,乳胶基质的生产则在炸药厂和现场制备站进行。表 3-8 所示为重铵油炸药的性能与两种组分的关系。

表 3-8 重铵油炸药的性能与组分的关系

组分 (质量分数)/%	乳胶基质	0	10	20	30	40	50	60	70	80	90	100
	ANFO	100	90	80	70	60	50	40	30	20	10	0
密度/(g·cm ⁻³)		0.85	1.0	1.10	1.22	1.31	1.42	1.37	1.35	1.32	1.31	1.30
爆速/(m·s ⁻¹) 药包直径 127 mm		3800 ^①	3800	3800	3900	4200	4500	4700	5000	5200	5500	5600
膨胀功/(4.1819J·g ⁻¹)		908	897	886	876	862	846	824	804	784	768	752
冲击功/(4.1819J·g ⁻¹)						827						750
气体生成量/(mol·g ⁻¹)		43.8	43.3	42.8	42.3	41.4	41.4	40.9	40.4	39.9	39.4	39.0
相对质量威力		100	99	98	96	95	93	91	89	86	85	83
相对体积威力		100	116	127	138	146	155	147	171	133	131	127
抗水性		无	同一天内可起爆			在无约束包装下,可保持 3 d 起爆					无包装保持 3 d 起爆	
最小直径/mm		100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100

① 实测值,其余为估算值。

3.1.4.5 改性铵油炸药

改性铵油炸药与铵油炸药配方基本相同,主要区别为其将组分中的硝酸铵、燃料油和木粉进行改性,使炸药的爆炸性能和储存性能明显提高。其将复合蜡、松香、凡士林、柴油等与少量表面活性剂按一定比例加热融化配制成改性燃料油。木粉改性主要是将木粉的多孔性结构中引入氧化剂,形成一种均匀混合物。硝酸铵改性主要是利用表面活性技术降低硝酸铵的表面性能,提高硝酸铵颗粒与改性燃料油的亲和力,从而提高改性铵油炸药的爆炸性能和储存稳定性。它适用于岩石爆破工程。改性铵油炸药的组分、含量和性能指标见表 3-9 和表 3-10。

表 3-9 改性铵油炸药的组分及含量

组分	硝酸铵	木粉	改性燃料油	改性剂
含量/%	89.8~92.8	3.3~4.7	2.0~3.0	0.8~1.2

- 注:1. 制造改性铵油炸药的硝酸铵应符合《硝酸铵》(GB 2945—1989)的要求。
2. 木粉可用煤粉、炭粉、甘蔗渣粉等代替。

表 3-10 改性铵油炸药性能指标

炸药名称	性能										
	有效期/d	殉爆距离/cm		密度/ (g/cm ³)	猛度/ mm	爆速/ (m/s)	爆力/ mL	可燃气体安全 度/g	爆炸后有 毒气体含 量/(L/kg)	抗爆 燃性	煤尘-可 燃气安 全度/g
		浸水前	浸水后								
岩石型改性铵油炸药	180	≥3	—	0.90~1.10	≥12.0	≥3200	≥298	—	≤100	—	—
抗水岩石型改性铵油炸药	180	≥3	≥2	0.90~1.10	≥12.0	≥3200	≥298	—	≤100	—	—
一级煤矿许用改性铵油炸药	120	≥3	—	0.90~1.10	≥10.0	≥2800	≥228	≥100	≤80	合格	≥80
二级煤矿许用改性铵油炸药	120	≥2	—	0.90~1.10	≥10.0	≥2600	≥218	≥180	≤80	合格	≥150

注：1. 可燃气体安全度和煤尘-可燃气体安全度都以半数引火量计。
2. 抗水岩石型改性铵油炸药与非抗水岩石型改性铵油炸药的油相含量相同，仅油相成分不同。

3.1.5 煤矿许用炸药

我国的大多数煤矿都是瓦斯矿井，当瓦斯和煤尘达到一定浓度时，受外界作用容易引发爆炸。因此，为避免由于炸药爆炸引爆瓦斯，必须使用煤矿许用炸药。

3.1.5.1 煤矿许用炸药的特点

爆破作业引起沼气、煤尘的燃烧和爆炸的主要原因是：

- ① 炸药爆炸时形成空气冲击波的绝热压缩。
- ② 炸药爆炸时生成的炽热或燃着的固体颗粒的点火作用。
- ③ 炸药爆炸时生成的气态爆炸产物及二次火焰的直接加热。

因此，煤矿许用炸药应具有如下特点：

- ① 能量要有一定的限制，其爆热、爆温、爆压和爆速都要求低一些，爆炸后不致引起矿井大气的局部高温。这样可使瓦斯、煤尘的发火率降低。
- ② 应有较高的爆轰感度和较好的传爆能力，以保证其爆炸的完全性和传爆的稳定性。这样可使爆炸产物中未反应的炽热固体颗粒量大大减少，从而提高其安全性。
- ③ 有毒气体生成量应符合国家规定，应接近于零氧平衡。一般来说，正氧平衡的炸药在爆炸时易生成氮氧化物等易引起瓦斯发火的物质；而负氧平衡的炸药爆炸反应不完全，会增加未反应的炽热固体颗粒，容易引起二次火焰，不利于防止瓦斯发火。
- ④ 组分中不能含有金属粉末，以防爆炸后生成炽热固体颗粒。

为使炸药具有上述特性，煤矿许用炸药中添加了一定量的消焰剂，如 NaCl、NH₄Cl 或其他物质。消焰剂是一种热容量大的物质，在炸药爆炸时能吸收一部分热量而降低炸药的爆温，使炸药爆

炸时温度低、火焰小、火焰持续时间短,因而能起到防止矿井大气局部温度升高的作用。同时,消焰剂还可对沼气-空气混合物的氧化燃烧反应起到负催化作用,从而能有效阻止沼气-空气混合物的爆炸。

3.1.5.2 煤矿许用炸药的分级

我国煤矿许用炸药按瓦斯安全性进行分级。按《煤矿许用炸药井下可燃气安全度试验方法和判定规则》(MT 61—1997)的规定,煤矿许用炸药的瓦斯安全性分为五级,各个级别许用炸药瓦斯安全性(巷道试验)的合格标准如下。

- ① 一级煤矿许用炸药:100 g 发射白炮检定合格,可用于低瓦斯矿井。
- ② 二级煤矿许用炸药:180 g 发射白炮检定合格,一般可用于高瓦斯矿井。
- ③ 三级煤矿许用炸药:400 g 发射白炮检定合格或 150 g 悬吊检定合格,可用于瓦斯与煤尘突出矿井。
- ④ 四级煤矿许用炸药:250 g 悬吊检定合格。
- ⑤ 五级煤矿许用炸药:450 g 悬吊检定合格。

3.1.5.3 常用煤矿许用炸药

目前,常用的煤矿许用炸药大都是含水炸药。这类炸药包括煤矿许用乳化炸药和煤矿许用水胶炸药,其性能见表 3-2 和表 3-5。

此外,还有更为安全的被筒炸药。被筒炸药用含消焰剂较少、爆轰性能较好的煤矿硝铵炸药做药芯,其外包覆一个用消焰剂做成的“安全被筒”。当被筒炸药的芯药爆炸时,安全被筒的食盐被炸碎,在高温下形成一层食盐薄雾,笼罩着爆炸点,可更好地发挥消焰作用,因而这种炸药可用于沼气和煤尘突出矿井。被筒炸药整个装药的消焰剂含量可高达 50% 以上。

3.1.6 其他工业炸药

(1) 铵梯炸药

铵梯炸药是以硝酸铵为氧化剂,以木粉为可燃剂,以梯恩梯为敏化剂,按一定比例均匀混合制得的硝铵炸药。其通常为粉状,故又称粉状铵梯炸药。铵梯炸药由于其组成简单、原料广泛、成本低廉、加工方便而在国内外使用了一个多世纪。铵梯炸药按使用范围分为露天铵梯炸药、岩石铵梯炸药及煤矿许用铵梯炸药三大类。工程爆破中的药量计算过去一般以 2 号岩石铵梯炸药为准,随着社会的发展,铵梯炸药的应用越来越少,逐渐被乳化炸药和水胶炸药等高性能、高安全度炸药取代。表 3-11 所示为 2 号岩石铵梯炸药的组成成分和性能。

表 3-11 2 号岩石铵梯炸药的组成成分和性能

组成成分 和性能	硝酸铵 /%	梯恩梯 /%	木粉 /%	密度 /(g/cm ³)	爆速 /(m/s)	猛度 /mm	爆力 /mL	殉爆距离 /cm
数值	85±1.5	11±1.0	4±0.5	0.95~1.1	≥3200	≥120	≥298	≥5

(2) 膨化硝铵炸药

膨化硝铵炸药是指用膨化硝酸铵作为炸药氧化剂的一系列粉状硝铵炸药。其关键技术是硝酸铵的膨化敏化改性。膨化敏化的实质是应用炸药爆轰的热点起爆理论、表面化学理论、结晶化学理论,使硝酸铵饱和溶液在复合表面活性剂作用下经历膨化、强制发泡析晶的物理化学过程,从而制

得轻质、疏松、多孔的膨化硝酸铵。膨化硝酸铵颗粒中含有大量的微气泡,颗粒表面被“歧性化”“粗糙化”,当其受到外界强力激发作用时,这些不均匀的局部就可能形成高温高压的热点进而发展成为爆炸,从而实现硝酸铵的自敏化设计。

(3) 光面爆破专用炸药

光面爆破专用炸药是为了满足光面爆破的特殊要求而制作的炸药。这种炸药一般具有低猛度、低爆速、低密度和良好的传爆性能。其基本原理为:一是在工业炸药中添加某些与其相容的稀释剂或惰性物质,降低其装药密度和爆速,使爆炸压力减小,达到减轻对围岩损伤的目的;二是采用普通工业炸药,减小药卷直径,增加炮孔装药不耦合系数,以达到保护围岩的目的。

(4) 胶质硝化甘油炸药

胶质硝化甘油炸药的主要组分是硝化甘油。纯硝化甘油的感度极高,不能单独作为工业炸药使用。1865年,诺贝尔(Alfred Nobel)发现硅藻土能吸收大量的硝化甘油,并且运输和使用时都较为安全。将硝化甘油和不同的材料按不同的配比进行混合,可制成不同类型和级别的硝化甘油炸药,呈胶质、半胶质和粉状。其基本区别是胶质和半胶质品含有硝化棉,而粉状品不含硝化棉。为了提高爆炸能量和改善其性能,一般还要添加 NH_4NO_3 、 NaNO_3 或 KNO_3 作为氧化剂,加入少量的木粉作为疏松剂,加入一定量的二硝化乙二醇以提高其抗冻性能。

3.2 起爆材料

起爆材料是起爆方法的基础。工程爆破中使用的起爆材料主要有工业雷管、导爆索、导爆管等。

3.2.1 导爆索

导爆索是以单质猛炸药黑索金或太安为药芯,用棉线、麻线或纤维及防潮材料包裹而成的索状起爆材料。经雷管起爆后,导爆索可直接引爆炸药。

根据使用条件的不同,导爆索分为两类:普通导爆索和安全导爆索。前者为一般工程爆破所常用(简称导爆索),后者加入消焰剂,使得导爆索在爆轰过程中产生的火焰小、温度低,不会引爆瓦斯和煤尘,因此可用在有瓦斯或煤尘爆炸危险的场所。另外,根据不同的使用要求,导爆索还有专门用以引爆油井射孔弹的油井导爆索、地质勘探使用的震源导爆索、耐压的铅皮导爆索、切割爆破使用的切割导爆索,以及胀管导爆索、低能导爆索、高能导爆索、金属导爆索、检测导爆索等多个品种。

(1) 普通导爆索的性能

① 普通导爆索的外径为 5.7~6.2 mm。

② 国产普通导爆索的爆速不得低于 6500 m/s,能直接起爆工业炸药。

③ 为了保证普通导爆索的起爆能力和稳定传爆,普通导爆索药芯的药量不能过小。国产普通导爆索标准药芯的药量为 12~14 g/m,密度为 1.2 g/cm³。

④ 国产普通导爆索的相关标准规定:普通导爆索在 0.5 m 深的水中浸泡 24 h,或在 (-40±3) °C 的条件下冷冻 2 h 后,其感度和传爆性能仍合格;在 (50±3) °C 的条件下保温 6 h,其外观及传爆性能不变。

(2) 安全导爆索的技术特征

安全导爆索的外壳为聚氯乙烯塑料,外径为 7.3 mm,药量为 12~14 g/m,消焰剂含量为

2 g/m,爆速在 6000 m/s 以上。

3.2.2 导爆管

导爆管是 20 世纪 70 年代初由瑞典诺贝尔(Nobel)公司首先发明制造的一种新型传爆材料,具有安全可靠、轻便、经济、不受杂散电流干扰和便于操作等优点。因为用其起爆时不用电能,故称为非电导爆管起爆。

(1) 导爆管的结构

导爆管是高压聚乙烯熔后挤拉出的空心管子,外径(2.95 ± 0.15) mm,内径(1.4 ± 0.1) mm。在管的内壁涂有一层薄而均匀的高能混合炸药(近 91% 的奥克托今或黑索金、近 9% 的铝粉与 0.25%~0.5% 附加物的混合物),药量为 14~16 mg/m。导爆管的结构如图 3-1 所示。

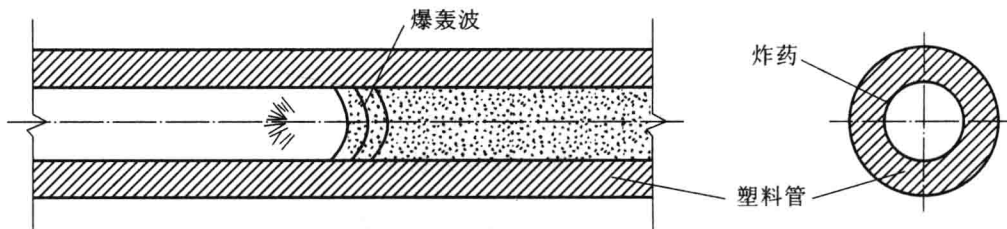


图 3-1 导爆管的结构

(2) 导爆管的工作原理

当导爆管被击发后,管内产生冲击波并进行传播,管壁内表面上的薄层炸药随冲击波的传播而发生爆炸,所释放出的能量可补偿冲击波在波动过程中能量的消耗,维持冲击波的强度不衰减,保证管内冲击波和管内爆炸的稳定传播。冲击波传播后,管壁完整无损,对管线通过的地段毫无影响,即使管路铺设中有相互交叉或堆叠也互不影响。显然,导爆管内冲击波的传播过程即是导爆管中薄层炸药的爆炸过程。因导爆管内壁的炸药很少,形成的冲击波能量不大,故不能直接起爆工业炸药,只能起爆雷管。

(3) 导爆管的性能

导爆管能被一般工业雷管、普通导爆索、电火花等击发,传爆速度为(1950 ± 50) m/s。导爆管具有良好的抗电、抗火、抗冲击性能和良好的传爆性能,一根长达数千米的塑料导爆管,中间不要中继雷管接力,或导爆管内的断药长度不超过 15 mm 时,都可正常传爆;导爆管还具有一定的抗拉强度,在 50~70 kN 拉力作用下,导爆管不会变细,传爆性能不变。可见,导爆管具有传爆可靠性高、使用方便、安全性好等优点。

(4) 导爆管的连接件

连接件的功能是实现导爆管与导爆管之间的冲击波传播。我国现用的连接件多以连接块或多路分路器为主体构成。连接块通常用塑料制成,不同的连接块一次可起爆的导爆管根数不同,主发导爆管先引爆传爆雷管,雷管爆炸击发被发导爆管。图 3-2 所示为带雷管的连接块,由一只传爆雷管激发多根导爆管。

还有一种常用的不带传爆雷管的连接件是单向反射式四通(简称四通)。其由聚乙烯塑料压制而成,形状为一端封闭的筒状结构,如图 3-3 所示。从开口的一端可以插入 4 根导爆管,当其中的 1 根导爆管被引爆时,冲击波通过四通底部封闭端的反射能够引爆其他 3 根导爆管。

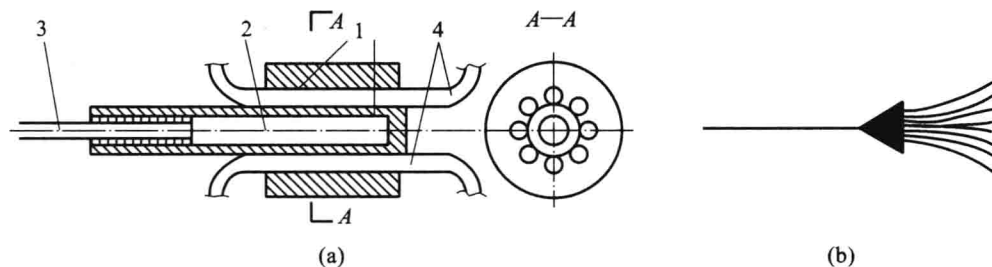


图 3-2 带传爆雷管的连接块及导爆管构成示意图

(a) 连接块结构;(b) 连接块图示

1—塑料接块;2—传爆雷管;3—主发导爆管;4—被发导爆管

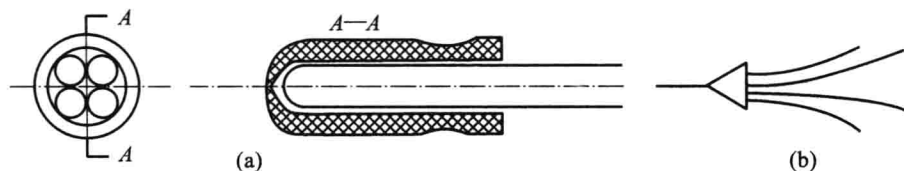


图 3-3 四通连接件结构示意图

(a) 四通连接件结构;(b) 四通连接件图示

3.2.3 工业雷管

工程爆破通常采用雷管直接引爆炸药。根据引爆方式和起爆能源的不同,雷管有火雷管、电雷管、导爆管雷管等几种形式,还有新近发展起来的磁电雷管和数码电子雷管等,其中使用最广泛的是电雷管和导爆管雷管。工业雷管是爆炸危险品,为保证其使用的准确性、多样性和生产运输的安全性,对工业雷管提出了以下要求:

- ① 足够的灵敏度和起爆能力。工业雷管必须有足够的灵敏度以保证在使用时准确按要求起爆,并保证具有足够的起爆能力以使被引爆的炸药能达到正常的爆轰。
- ② 技术参数均一,以保证使用时的一致性。
- ③ 延时精度高,能突破 20~30 段的 25 ms 等间隔延期。
- ④ 制造和使用安全。感度适宜,以保证制造、装配、运输和使用过程中的安全。
- ⑤ 长期储存稳定。工业雷管储存两年以内时,其性能应不发生变化和出现变质现象。
- ⑥ 结构简单,易于制造和大批量生产,原材料丰富,价格低廉。

3.2.3.1 火雷管

火雷管是通过火焰来引爆雷管中的起爆药,使雷管爆炸,再由雷管的爆炸能激起炸药的爆炸。火雷管结构最简单,其他雷管都是在火雷管的基础上增加了一些装置制成的。

火雷管由管壳、起爆药、加强药和加强帽组成,如图 3-4 所示。

(1) 管壳

管壳通常用金属(铜、铝、铁)、纸或塑料制成圆管状,使雷管各部分连成一个整体。管壳具有一定的机械强度,可以保护起爆药和加强药不直接受到外部能量的作用,同时又可提供良好的封闭和约束条件,保证管内炸药完全爆轰。管壳还可以避免起爆药直接与空气接触,提高雷管的防潮能力。管壳一端开口供插入导火索,另一端封闭,做成圆锥状或半球形聚能穴,以提高雷管该方向的起爆能力。

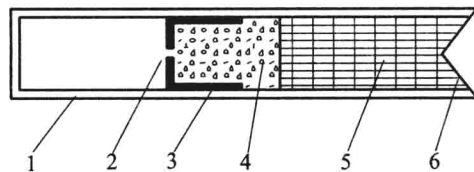


图 3-4 火雷管构造示意图

1—管壳；2—传火孔；3—加强帽；4—起爆药；5—加强药；6—聚能穴

(2) 加强帽

它是中心带有小孔的金属(钢或铁镀铜)罩。其中间的小孔为传火孔，导火索产生的火花通过传火孔点燃起爆药。加强帽的作用是减小起爆药的暴露面积，增加雷管的安全性；在雷管内形成密闭小室，促使起爆药爆炸压力的增长，提高雷管的起爆能力；同时也能起到防潮作用。

(3) 起爆药

起爆药也称正起爆药，在导火索火焰作用下发生爆轰，其特点是感度高。我国目前采用二硝基重氮酚(DDNP)作起爆药。

(4) 加强药

加强药也称副起爆药，其采用爆炸威力较大的梯恩梯、黑索金或特屈儿等单体猛性炸药，爆炸威力大，作用是增加雷管的起爆能力。加强药由起爆药引爆，对炸药实施起爆。

工业雷管按起爆能力的大小分为 10 个等级，级别愈高，雷管的装药量愈大，起爆能力愈强。工程爆破常用的是 8 号雷管。

雷管的起爆能力通常采用铅板穿孔试验来检验，即根据雷管爆炸后对其底部铅板的穿孔情况来判断其起爆能力。当铅板穿孔直径大于雷管自身直径时，称为完全爆炸；若铅板虽被击穿，但孔径小于雷管直径，或铅板上有凹坑而未穿透，统称为穿孔小；若雷管底部一小节未炸开，称为半爆；若雷管未被引爆，称为拒爆。只有完全爆炸的雷管才是合格的。

3.2.3.2 电雷管

电雷管是用电能引爆的雷管，主要由一个电点火装置和一个火雷管组合而成。常用的有瞬发电雷管、延期电雷管，延期电雷管又分为秒延期电雷管和毫秒延期电雷管。

(1) 电雷管的分类

① 瞬发电雷管。瞬发电雷管是指通以足够电流后，于瞬间(10 ms 以内)爆炸的电雷管。它由火雷管与电点火装置(脚线、桥丝和引火药组成)组合而成，如图 3-5 所示。

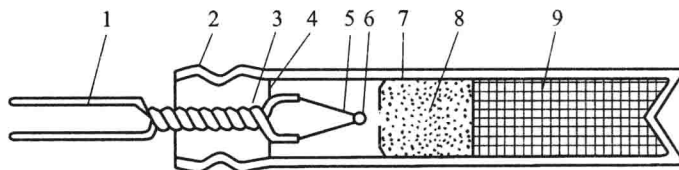


图 3-5 瞬发电雷管结构示意图

1—脚线；2—管壳；3—密封塞；4—纸垫；5—线芯；6—桥丝(引火药)；7—加强帽；8—起爆药；9—加强药

a. 引火药。其用来产生引爆起爆药所需的火焰。药头由引火药加少量黏合剂制成，其外有保护层。引火药一般是可燃剂和氧化剂的混合物，如氯酸钾-木炭等。

b. 桥丝。桥丝用来产生点燃引火头所需的热量。桥丝是将直径很小、电阻很高的金属丝焊接

在两根脚线端部而成。常用的桥丝有康铜丝(铜 60%、镍 40%组成的合金)和镍铬丝(镍 65%、铬 15%和铁 20%组成的合金)两种。

c. 脚线。脚线用来给桥丝输送电流,过去曾用铜导线,现多改用镀锌铁导线,外皮用塑料绝缘。

采用塑料塞卡口或灌硫黄的方法固定电点火装置脚线和封住管口。当接通电源后,电流通过桥丝产生一定的热量,点燃引火头或起爆药使雷管立即爆炸。

② 秒延期电雷管。秒延期电雷管是指通入足够电流后,延迟若干秒时间爆炸的电雷管,常采用精制导火索段或其他燃烧剂作延期药,由延期药的长度或通过调整药剂成分配比而改变燃速来控制延迟时间。国产秒延期电雷管的段数和延迟时间见表 3-12。秒延期电雷管有索式和装配式两种结构,如图 3-6 所示。

表 3-12 国产秒延期电雷管的段数和延迟时间

雷管段数	1	2	3	4	5	6	7
延迟时间/s	不大于 0.1	1.0+0.5	2.0+0.6	3.1+0.7	4.3+0.8	5.6+0.9	7.0+1.0
标志 (脚线颜色)	灰蓝	灰白	灰红	灰绿	灰黄	黑蓝	黑白

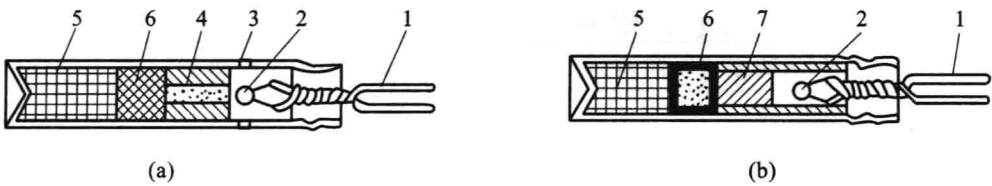


图 3-6 秒延期电雷管结构示意图

(a) 索式结构;(b) 装配式结构

1—脚线;2—引火头;3—排气孔;4—精制导火索段;5—加强药;6—起爆药;7—延期药

③ 毫秒延期电雷管。毫秒延期电雷管是指通入足够电流后,能延迟若干毫秒时间而爆炸的电雷管。它与秒延期电雷管的结构基本相同,如图 3-7 所示,不同之处仅在于延期药的差异。由于它的延期时间极短,对时间间隔的精度要求更高。毫秒延期电雷管采用微气体延期药,它在燃烧过程中产生的气体量少,压力变化小,燃速很稳定,满足燃速快、精度高的要求。国产毫秒延期电雷管的延期药多为硅铁(还原剂)和铅丹(Pb_3O_4 ,氧化剂)的混合物,并掺入适量的硫化锑(Sb_2S_3 ,缓燃剂)以调整药剂的燃速。通过改变延期药的成分、配比、药量及压药密度等来控制延迟时间。

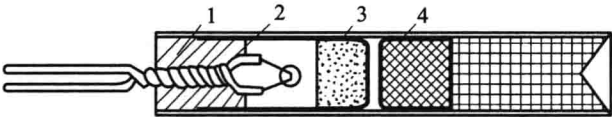


图 3-7 毫秒延期电雷管结构示意图

1—塑料塞;2—延期内管;3—延期药;4—加强帽

毫秒延期电雷管还装有内管,它的作用是固定和保护延期药,并作为延期药反应时气体生成物的容纳室,以保证延期期间压力比较平稳。

国产毫秒延期电雷管的延期时间见表 3-13。

表 3-13 部分国产毫秒延期电雷管的延迟时间(前 15 段)

段别	延迟时间/ms				
	第一系列	第二系列	第四系列	G-1 系列	MG803-1 系列
1	<13		<5	<3	<10
2	25±10		25±10	25±10	25±7.5
3	50±10	<5	45±10	50±10	40±7.5
4	75±10	25±5	65±10	75±10	55±7.5
5	110±15	50±5	85±10	100±10	70±7.5
6	150±15	75±5	105±10	125±10	90±10
7	200±15	100±5	125±10	150±10	110±10
8	250±25	125±7	145±10	175±10	130±10
9	310±30	150±7	165±10	200±10	150±10
10	380±35	175±7	185±10	225±10	170±10
11	460±40	200±7	208±10	250±10	195±12.5
12	550±45	225±7	225±12.5	275±10	220±12.5
13	655±50		250±12.5	300±10	245±12.5
14	760±55		270±12.5	325±10	270±12.5
15	880±60		300±12.5	350±10	295±12.5

④ 抗杂散电流电雷管。电气设备、导线的漏电或大容量设备产生的感应电流,使地层或金属设备、管道带电,常称为杂散电流。当爆破地点存在杂散电流时,普通电雷管会有误爆的危险。在这种条件下应当使用抗杂散电流电雷管,目前主要是无桥丝抗杂毫秒延期电雷管。它与普通毫秒电雷管的主要区别是取消了桥丝,将脚线直接插在引火药头上,而在引火药中加入一定量的导电物质(如乙炔、炭黑和石墨)。当脚线两端电压较小时,引火药电阻很大,电流很小,引火药升温小,不足以引起引火药燃烧;当电压增高到一定值时,导电物质颗粒由于受到电压和电流热效应的作用而发热膨胀,使各质点接触面积增大,电阻下降,就可使引火药温度升高而被点燃,雷管被引爆。正是由于引火药头的电阻随着外加电压和电流的变化而变化这一特征,使得无桥丝抗杂电雷管具有一定的抗杂散电流的能力。

⑤ 磁电雷管。磁电雷管是利用电磁感应原理起爆的特定的电雷管。雷管的脚线绕在一个环状磁芯上呈闭合回路,放炮时将单根导线穿过环状磁芯,其两端接至高频起爆器,高频电流通过环状磁芯产生感应电流引爆雷管。磁电雷管的优点是抗电性能好,不会被高频电或低频电引爆;防水性能好,可用于水下或含水环境爆破(要求母线无接头或破损);可靠性好,雷管的发火能量缓冲环节提高了串联起爆性能;安全、方便,适用于各种爆破。但其起爆时需要专用的高频起爆器。

⑥ 电子雷管。电子雷管是一种可随意设定并准确实现延迟时间的新型电雷管。其延迟时间由雷管内部的一个微型电子芯片控制,延时精度高,误差达到微秒级。电子雷管由集成电路块、塑性外壳、装药部分、电缆和连接器五部分组成。每发雷管均分配给一个识别码(ID),依据识别码,电子雷管计算机管理系统可以对每发雷管实施全程管理,直至完成起爆使命。电子雷管起爆系统一般由电子雷管、编码器和起爆器三部分组成:编码器的功能是在爆破现场对每发雷管设定所需的起

爆延迟时间,同时具有对雷管和起爆网路进行检测与分析的功能;起爆器控制整个爆破网路编程与触发起爆。电子雷管的延迟时间精度高,起爆准确、可靠,安全性好,操作简单。随着成本的降低,电子雷管的应用必然会越来越广泛。

⑦ 无起爆药雷管。普通的工业雷管中均装有对冲击、摩擦和火焰感度都很高的起爆药,常常使得雷管在制造、储存、装运和使用过程中产生爆炸事故。近年国内研制成功的无起爆药雷管,它的结构与原理和普通工业雷管一样,只是用一种对冲击和摩擦感度比常用起爆药低的猛炸药来代替常用起爆药,大大提高了雷管在制造、储存、装运和使用过程中的安全性,而起爆性能并不低于普通工业雷管。

(2) 电雷管的主要性能参数

电雷管的主要性能参数有:

① 电雷管全电阻。电雷管全电阻是指桥丝和脚线电阻之和。国产电雷管多用铁脚线,长度均为 2 m。康铜桥丝电阻为 0.7~1.0 Ω ,镍铬桥丝电阻为 2.5~3.0 Ω 。康铜桥丝雷管采用铁脚线时,全电阻为 $[(2.5\sim4.0)\pm0.15]$ Ω ;镍铬桥丝雷管采用铁脚线时,全电阻为 $[(5.6\sim6.3)\pm0.40]$ Ω 。

使用前要用爆破专用仪表测量雷管全电阻,目的在于检查电雷管的质量。如电阻为无穷大,则说明桥丝断路;电阻太小,则雷管内部短路。两种情况下均不能使用。雷管全电阻还是电爆网路计算中不可缺少的参数,要选择电阻值相等或近似的使用于同一网路中,以保证起爆的可靠性和良好的爆破效果。我国不同厂家生产的电雷管,即使电阻值相等或近似,其电引火特性也各有差异;就是同厂不同批的产品,也会出现电引火特性的差异。因此,在同一电爆网路中最好选用同厂同批生产的电雷管。

② 最高安全电流。给电雷管通以恒定的直流电流,在较长时间(通常规定为 5min)不致使受试的任何一发电雷管引爆的最大电流,称为最高安全电流。它是电雷管在电流作用下的安全性能指标。国产电雷管的最高安全电流:康铜桥丝为 0.3~0.55 A,镍铬桥丝为 0.125 A。《爆破安全规程》(GB 6722—2003)规定,取 30 mA 作为设计采用的最高安全电流值,故一切测量电雷管仪表的工作电流不得大于 30 mA,爆破作业场地杂散电流的允许值也不应超过 30 mA。

③ 最低准爆电流。电雷管通以恒定的直流电流后,在一定时间内(通常规定为 1 min)使受试的任何一发电雷管准确引爆的最小电流,称为最低准爆电流。过去单个国产电雷管的最低准爆电流不大于 0.7 A,现在的标准为不大于 0.45 A。最低准爆电流是电雷管能否可靠起爆的性能指标。若通入的电流小于最低准爆电流,即使通电时间较长,也难以保证可靠引爆电雷管。

④ 电雷管的点燃起始能。电雷管起爆是由于电流通过桥丝使之灼热,进而使引火头燃烧并产生火焰喷射,最终导致起爆药爆炸。根据焦耳-楞次定律,电流在桥丝上产生的热量为

$$Q = I^2 R t \quad (3-1)$$

式中 Q ——电流在桥丝上产生的热量, J;

I ——电流强度, A;

R ——桥丝电阻, Ω ;

t ——桥丝通电时间, s。

对于特定的电雷管,桥丝电阻 R 为常数,桥丝获得的热量 Q 值依 $I^2 t$ 而变化。为了起爆电雷管,必须使桥丝获得较大的热量来点燃引火头。将引火头点燃所需的最小电流起始能 $I^2 t_B$ 称为电雷管的点燃起始能。点燃起始能的倒数 $1/(I^2 t_B)$ 称为电雷管的敏感度。电雷管所需的点燃起始能越小,它的敏感度越高。

3.2.3.3 导爆管雷管

导爆管雷管是指利用导爆管传递的冲击波直接起爆的雷管或延期体雷管,由导爆管和雷管组装而成。导爆管雷管与电雷管一样,分为瞬发、毫秒延期和秒延期雷管,不同的是其没有桥丝和引火头,而是利用导爆管中的冲击波直接引爆雷管。毫秒延期导爆管雷管的结构如图 3-8 所示。

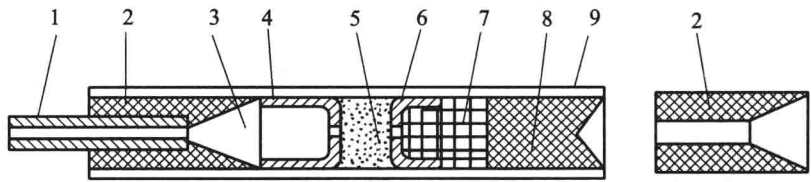


图 3-8 毫秒延期导爆管雷管结构示意图

1—塑料导爆管;2—塑料连接套;3—消爆空腔;4—空信帽;
5—延期药;6—加强帽;7—起爆药;8—加强药;9—金属管壳

导爆管受到一定强度的激发能作用后,管内会出现一个向前传播的爆轰波。当爆轰波传递到雷管内时,导爆管端口处发火,火焰通过传火孔点燃雷管内的起爆药(火焰直接点燃延期药,然后延期药火焰通过传火孔点燃起爆药)。起爆药在加强帽的作用下,迅速完成燃烧转成爆轰,形成稳定的爆轰波。爆轰波再起爆下方加强药,从而引爆雷管。

3.3 起爆方法

在工程爆破中,必须根据爆破方法、目的、要求、规模等条件确定合理的起爆方法。起爆方法和起爆技术直接关系到爆破作业的可靠性和安全性,以及爆破的效果和质量。根据采用起爆器材的不同,起爆方法各异,目前常用的起爆方法分为非电起爆和电力起爆两大类。前者指采用非电能量起爆,如导爆索起爆法和导爆管起爆法等;后者指采用电能来起爆,即电雷管起爆。如果将多种起爆方法结合应用,则称为混合起爆法。

工程爆破中选用起爆方法时,要根据环境条件、炸药的品种、爆破规模、经济技术效果、是否安全可靠以及作业人员掌握起爆技术的熟练程度来确定。例如,在有瓦斯爆炸危险的环境中进行爆破时,就必须采用雷管总延迟时间不超过 130 ms 的电力起爆,而禁止采用非电起爆。

绝大多数的爆破工程都是一次起爆多个药包。将各个药包的起爆器材按设计的方式组合在一起,就构成了起爆网路。

3.3.1 导爆索起爆法

导爆索起爆法是利用导爆索爆炸时产生的能量引爆炸药的一种起爆方法,导爆索自身需要先引雷管引爆。

3.3.1.1 起爆药包的加工

导爆索可直接起爆药包,无须在起爆药包中装入雷管。

对于深孔爆破,起爆药包的加工有三种方法:

- ① 将导爆索直接绑扎在药包上,如图 3-9(a)所示,然后将它送入孔内。
- ② 散装炸药时,将导爆索的一端系一块石头或药包,如图 3-9(b)所示,先将它放到孔内,然后散装炸药。

③ 当采用起爆药柱时,将导爆索的一端绑扎在起爆药柱露出的导爆索扣上,如图 3-9(c)所示。

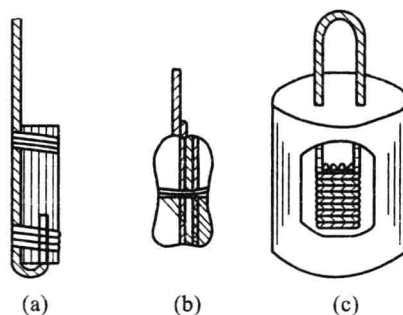


图 3-9 导爆索起爆药包捆扎方法示意图

- (a) 导爆索直接绑扎在药包上;(b) 导爆索系在石块或药包上;
(c) 导爆索绑扎在起爆药柱露出的导爆索扣上

对于硐室爆破,常将导爆索的一端挽成一个结,如图 3-10 所示,然后将这个导爆索结装入一袋或一箱散装炸药的起爆体中。

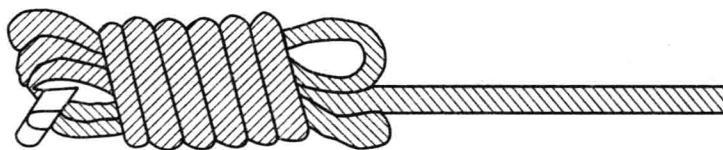


图 3-10 导爆索结示意图

3.3.1.2 导爆索连接方式

导爆索连接是指导爆索与雷管、导爆索与导爆索的连接。导爆索传爆的方向性强,其连接方向要求必须正确。

① 导爆索与起爆雷管的连接。起爆雷管的聚能穴必须朝向导爆索传爆的方向,并绑扎在距导爆索末端不小于 150 mm 处。

② 导爆索与导爆索的连接。如图 3-11 所示,导爆索之间的连接方式有搭接、T 形连接、水手结连接和三角形连接。其中,最常用的连接方式为搭接,要求搭接长度大于 150 mm,并用胶布捆扎结

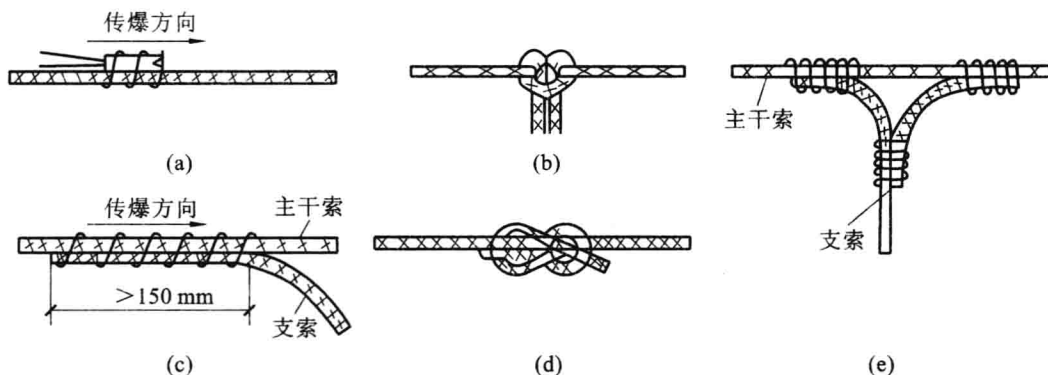


图 3-11 导爆索连接方法

- (a) 雷管与导爆索连接;(b) 导爆索间 T 形连接;(c) 导爆索间搭接;
(d) 导爆索间水手结连接;(e) 导爆索间三角形连接

实。主干索传爆方向必须与支索传爆方向一致,其夹角不得大于 90° 。为了克服导爆索传爆方向的影响,可采用三角形连接。

3.3.1.3 导爆索起爆网路

导爆索起爆网路由引爆雷管、导爆索和继爆管组成。继爆管是一种专门与导爆索配合使用,具有毫秒延期作用的起爆器材。导爆索与继爆管组合为起爆网路,可以借助于继爆管的毫秒延期作用实施毫秒延期爆破。

继爆管的结构如图 3-12 所示,其由一个装有毫秒延期元件的火雷管与一根消爆管组合而成。

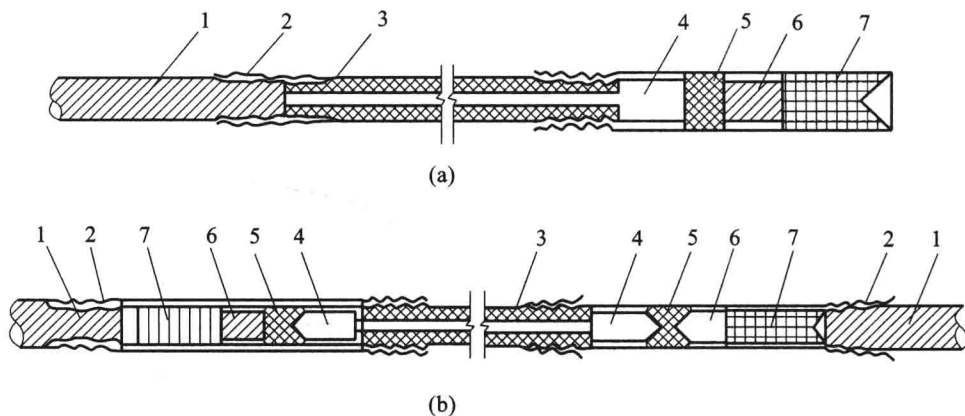


图 3-12 继爆管结构示意图

(a) 单向继爆管; (b) 双向继爆管

1—导爆索; 2—连接套; 3—消爆管; 4—减压室; 5—延期药; 6—起爆药; 7—猛炸药

继爆管的工作原理如下。当导爆索 1 起爆后,冲击波和爆生气体通过消爆管 3 和减压室 4 使压力和温度下降,以不致直接引爆正起爆药,而是可靠地点燃延期药 5,经若干毫秒时间后引燃并起爆正、副起爆药使继爆管爆炸。如果继爆管和另一导爆索相连接,那么两根导爆索中间接入一只继爆管,就可以实现毫秒爆破。单向继爆管只能向单向传播,如果连接顺序颠倒,则不能传爆。双向继爆管在两个方向均能可靠地传播。

常用的导爆索网路连接方式有开口网路和环形网路。

(1) 开口网路(又叫作分段并联网路)

开口网路由一根主干索、若干根并联的支索以及各孔中的引爆索组成,整个网路是开口的,如图 3-13 所示。各孔中的引爆索并联在支索上,各支索又并联在主干索上。主干索与支索或支索与引爆索之间的连接采用搭接法最方便。

(2) 环形网路(又叫作双向并联)

环形网路是一种闭口网路,连接方法如图 3-14 所示。这种网路的特点是各个炮孔或药室中的引爆索可以接受从两个方向传来的爆轰波,起爆的可靠性比开口网路要大得多,但导爆索消耗量增大。为了使引爆索能接受两个方向的爆轰波,引爆索与支索以及支索与主干索之间必须采用三角形连接法。

采用导爆索可以直接引爆导爆管(雷管或网路),利用导爆索-导爆管混合网路既可使导爆管雷管实现孔内延时,又可使孔外的导爆管网路大为简化,如图 3-15 所示。导爆索与导爆管应垂直连接,连接形式可采用 T 形连接。

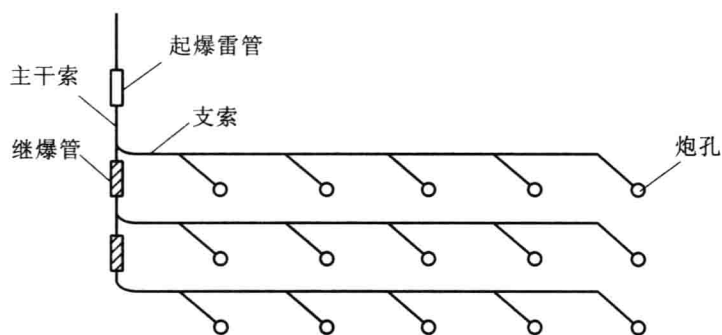


图 3-13 导爆索开口延期起爆网路

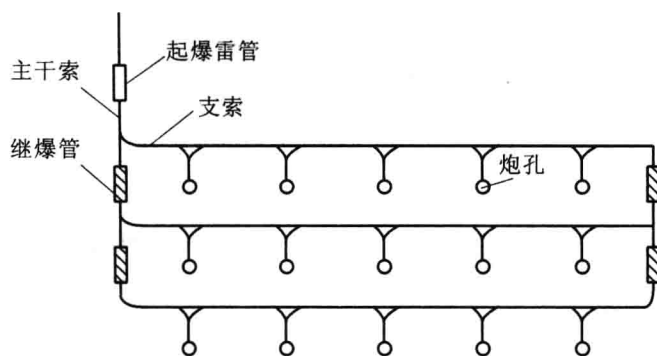


图 3-14 导爆索环行延期起爆网路

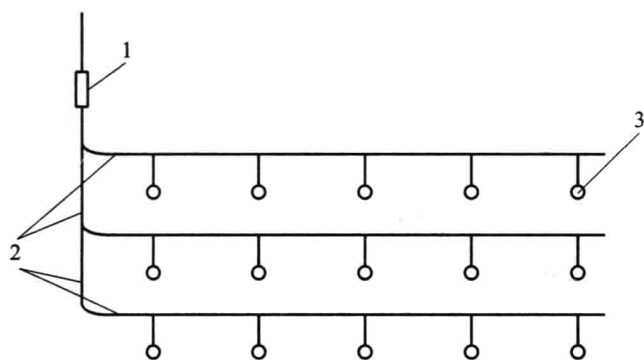


图 3-15 导爆索引爆导爆管起爆网路

1—起爆雷管；2—导爆索；3—炮孔（导爆管雷管）

3.3.1.4 导爆索起爆法的特点

导爆索起爆法适用于深孔爆破、硐室爆破和光面爆破。其主要优点是：

- ① 操作简单，连接方便，易掌握，前期准备工作量少。
- ② 安全性好，药包内无雷管，不受外来电的干扰。
- ③ 可使成组炮孔或药室同时起爆，而且同时起爆的炮孔数不受限制。与延期雷管或继爆管配合使用，可实现齐发爆破或延期起爆。
- ④ 由于导爆索的爆速高，故有利于提高被起爆炸药传爆的稳定性。

导爆索起爆法的缺点是不能用仪表检查起爆网路的质量;导爆索的价格较高;在露天爆破时,噪声较大;不能用于城市控制爆破。

3.3.2 导爆管起爆法

导爆管起爆法是指利用激发装置引爆导爆管,导爆管传递冲击波引爆导爆管雷管,进而引爆炸药的一种方法。

3.3.2.1 导爆管的引爆

用击发枪、击发笔、雷管、导爆索和起爆药包等都能引爆导爆管,最常用的是用雷管引爆导爆管。用雷管(火雷管、电雷管或非电导爆管雷管)引爆导爆管时,先将待引爆的多根导爆管均匀分布在雷管周围,然后用胶布牢固捆扎。为防止雷管底部的高速聚能射流超前炸断导爆管,绑扎时使雷管的聚能穴方向与导爆管的传爆方向相反,如图 3-16 所示。另外,为使网路可靠,防止产生拒爆现象,一个雷管引爆的导爆管数不宜超过 10 根,也可将两个雷管并在一起引爆 20 根以下的导爆管。

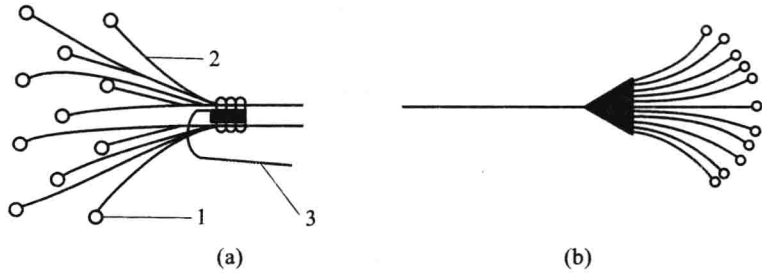


图 3-16 雷管与导爆管的连接
(a) 雷管与导爆管连接示意图;(b) 雷管与导爆管连接图示
1—炮孔;2—导爆管;3—导爆管雷管

3.3.2.2 导爆管起爆网路

在导爆管-雷管连接网路中,最重要也是最常用的网路有簇联网路、并串联网路、延期起爆网路和逐孔起爆网路等。

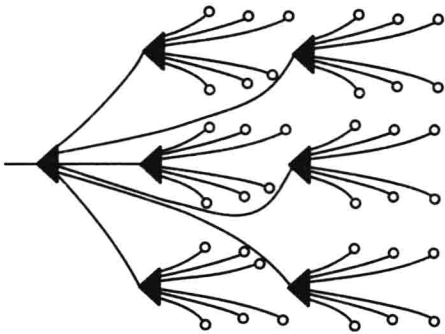


图 3-17 导爆管簇联网路

爆管雷管的网路形式,如图 3-19 所示。

(3) 延期起爆网路

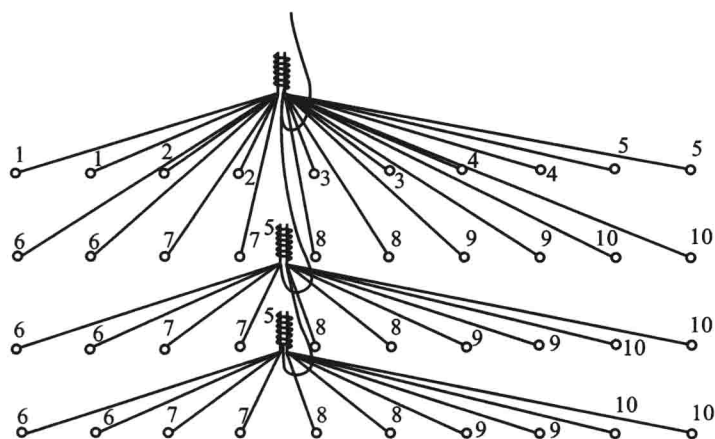
工程爆破中大多采用微差爆破技术,其有孔内微差和孔外微差两种。

(1) 簇联网路

簇联网路(即通常所说的“大把抓”)是将分组炮孔的导爆管各自集中成束捆绑在一起,用一发(或多发)引爆雷管引爆。簇联网路的基本连接形式如图 3-17 所示。这种连接网路简单、方便,多用于露天深孔比较密集的炮孔或孔内微差起爆的网路连接中。图 3-18 所示为导爆管簇联接力起爆网路。

(2) 并串联网路

并串联网路是指由导爆管传播的起爆能量,经由传播元件(雷管、连接块、四通等)逐级传递下去引爆药包中导



数值序号为孔内雷管段位

图 3-18 导爆管簇联接力起爆网路

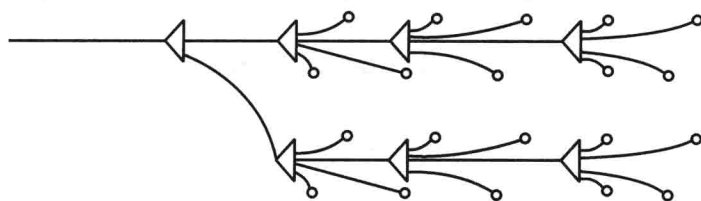


图 3-19 导爆管并串联网路

① 孔内微差。

孔内微差爆破就是将各段别的毫秒延期雷管装在炮孔内，以雷管的段别之差实现微差顺序爆破。而孔外传播一律用无延期装置的连接件或瞬发雷管。

② 孔外微差。

孔外微差爆破就是把不同段别的毫秒延期雷管作为传爆雷管放在孔外，各个炮孔的响炮时间间隔和前后顺序由这些放在孔外的不同段别的传爆雷管控制，实现微差爆破。

孔外微差起爆网路又称接力起爆网路，它的延时起爆功能不是靠孔内雷管段别控制，而是由孔外传播延期雷管的延时来完成的。通常孔内用高段雷管，孔外用低段雷管，以使孔外雷管的起爆时间远远超前于孔内起爆时间，避免先爆炸孔引起的飞石或岩体移动将后续起爆网路损坏，从而在雷管段数较少的条件下实现大区域微差爆破的目的。其工作原理是：用低段雷管起爆一束导爆管，这束导爆管中的大部分导爆管连接高段雷管用于起爆药包，少数（一根或两根）连接比较低段的雷管用于引爆下一束导爆管，从而形成接力起爆网路，如图 3-20 所示。

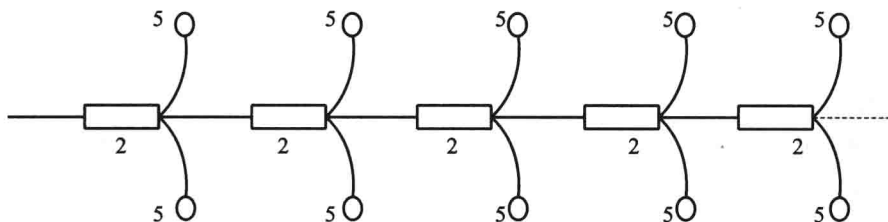


图 3-20 孔外延期接力起爆网路

(4) 逐孔起爆网路

逐孔起爆就是将每个孔作为一段起爆,一次爆破中有多少孔,就分多少段。实现逐孔起爆的方法主要有三种:

① 每个孔内装不同段位的雷管,孔外同时起爆。这是最简单的逐孔起爆方法,但起爆的孔数受雷管段数的限制。

② 孔内采用不同段位的雷管与孔外采用不同段位雷管的接力连接。其通过孔内雷管的延时和孔外雷管延时的累加组合实现一孔一段。这种方法形式多样,孔外雷管的使用和连接灵活、方便,原则上不受雷管段数的限制,缺点是装药和网路连接复杂。

③ 孔内同段,孔外分段。即在孔内装高段位的同一段雷管,孔外用延时雷管接力连接,用孔外的延时实现一孔一段的逐孔起爆。这种方法中,孔内雷管段别一致,装药方便,孔外连接方式统一,便于操作和网路检查,但对雷管延时时差和延时精度有较高的要求。起爆网路连接方式一实例如图 3-21 所示。按排间延时控制,炮孔按孔间延时逐孔连接。

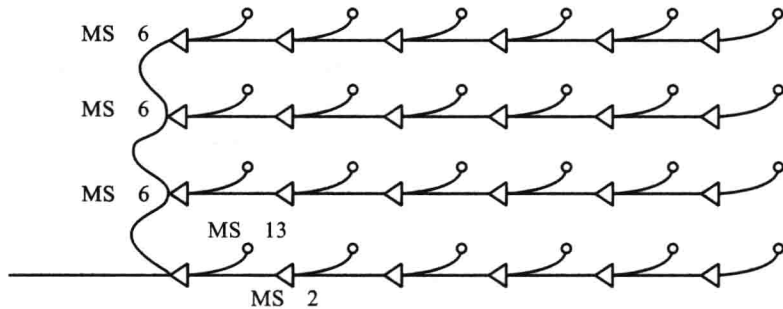


图 3-21 孔内同段、孔外分段连接网路

(5) 四通连接网路

四通连接网路用四通连接网路中的导爆管和导爆管雷管。但四通连接网路自身不具备延时功能,同一网路中的延时时差及起爆顺序取决于药包中雷管的段位。爆破工程中常用的有单向四通连接网路和闭合四通连接网路。

① 单向四通连接网路。

单向四通连接网路也称简单四通连接网路,连接方式是用四通将孔内的导爆管雷管顺序连接起来。单向四通连接网路的基本连接形式如图 3-22 所示。该网路连接简单、方便,但网路只能从起爆点顺序传爆,一旦出现网路故障,传爆中断,后面的网路和雷管将拒爆,从而使网路的可靠性受到影响。

② 闭合四通连接网路。

将单向四通连接网路的末端(或中间)用导爆管连接起来就构成了闭合四通连接网路,如图 3-23 所示。闭合四通连接网路具有双向传爆能力,原则上从网路中的任意一点起爆都可使网路全部准爆。

(6) 复式网路

为保证起爆网路的可靠性,在一些重要的爆破工程或重要的爆破部位采用复式起爆网路,常用的有复式捆联网路、复式交叉捆联网路和双复式交叉捆联网路。

① 复式捆联网路。

在这种网路中,每个药包中用一发导爆管雷管,将各药包中引出的导爆管直接捆绑在两发导爆管传爆雷管上组成顺序式复式捆联网路,如图 3-24 所示。导爆管传爆雷管可以采用瞬发导爆管雷

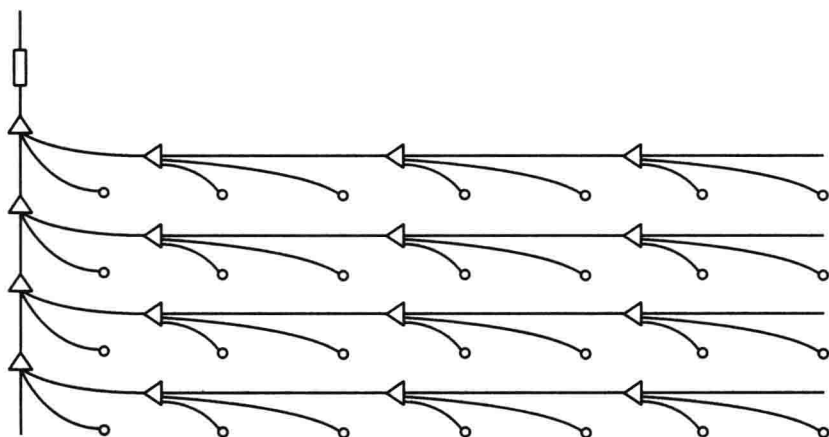


图 3-22 单向四通连接网路

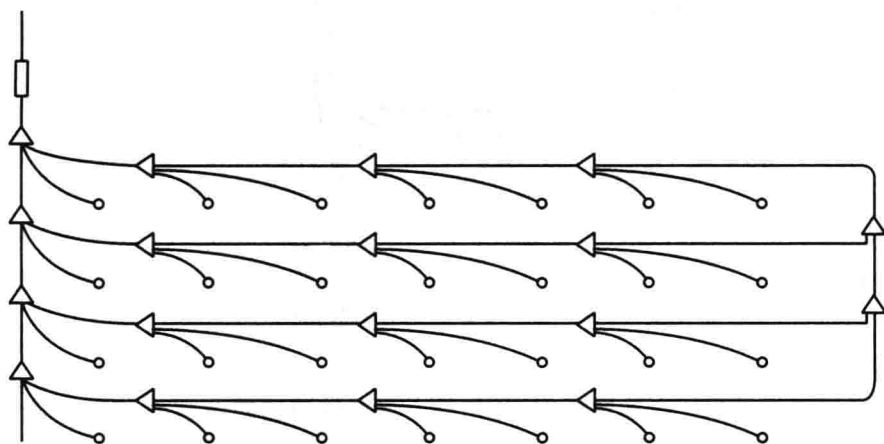


图 3-23 闭合四通连接网路

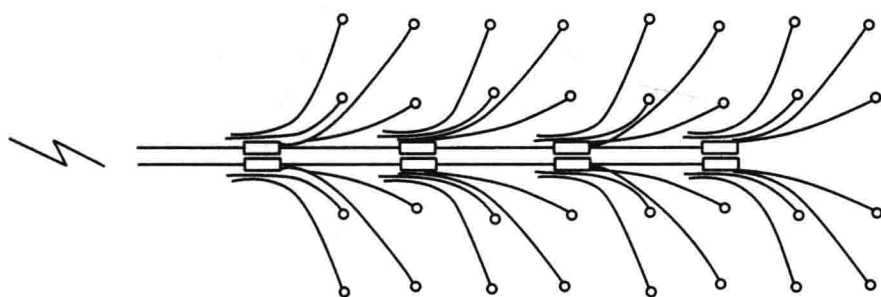


图 3-24 顺序式复式捆联网路

管,也可以采用毫秒延期导爆管雷管。采用瞬发导爆管雷管或同一段毫秒延期导爆管雷管时,各药包将基本依照药包中导爆管雷管段别的时间起爆;当采用毫秒延期导爆管雷管作为顺序式网路的传爆管时,就组成了接力式捆联网路。

② 复式交叉捆联网路。

在导爆管起爆网路中,为保证安全准爆,首先要确保传爆部分的安全可靠。复式交叉捆联网路在复式捆联网路的基础上对传爆部分进行了交叉连接,使主传爆部分由双股加强为四股。实践证

明,在拆除爆破中采用此种爆破网路是很可靠的。

③ 双复式交叉捆联网路。

其是指在每个药包内放置两个导爆管雷管,将引出孔外的导爆管分开并各自分组捆联在 2 发导爆管传爆雷管上,再将各组的 2 发导爆管传爆雷管组成双复式交叉捆联网路连接到起爆点,如图 3-25 所示。这种网路耗用导爆管传爆雷管多,一般仅用在药包数量少、风险程度高的拆除爆破工程中。如在拆除 100 m 和 120 m 高的钢筋混凝土烟囱时,正式爆破时的药包数在 200 个左右,为确保准爆,就可以采用这种双复式交叉捆联网路。

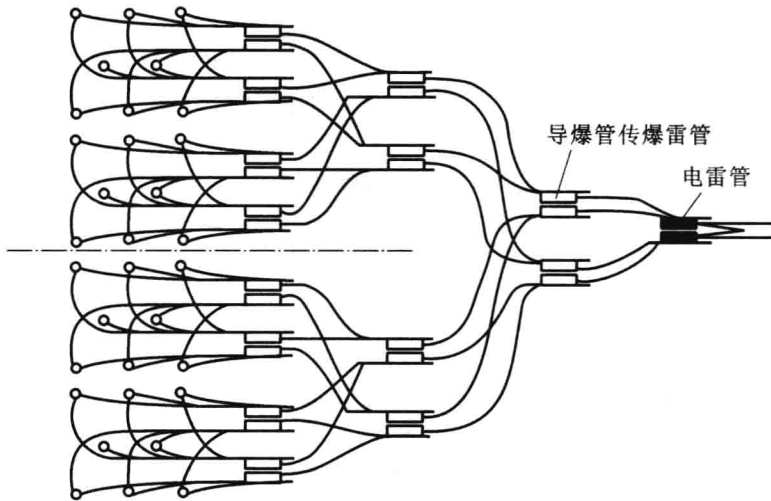


图 3-25 双复式交叉捆联网路

(7) 网格式闭合网路

网格式闭合网路是利用闭合导爆管网路,把整个爆破区域内的药包通过连接技巧组成网格式的闭合。

将闭合网路的两端各留出 1~2 根导爆管作为基本网格单元,然后将相邻的网格连接起来就构成了网格式闭合网路。网格的基本单元如图 3-26 所示。网格式闭合网路将一个大的闭合网路分成了若干相互连接的小的闭合网路(单元),或者说将若干个小的闭合网路连接成了一个大的闭合网路。网路中的每一个节点都能双向传爆,雷管能接受至少 2 个方向的爆炸波。网路可靠性高,整个网路是网格状、闭合的。网路可以无限扩展,而且对雷管的数量没有限制。多单元网格式闭合网路的连接形式如图 3-27 所示。

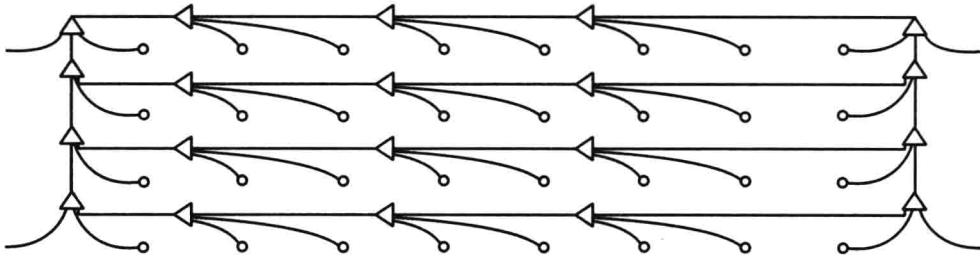


图 3-26 网格(单元)式闭合网路

从网格式闭合网路的构成可以看出,与常用的导爆管起爆网路相比,其准确性、可靠性和安全性要高得多。

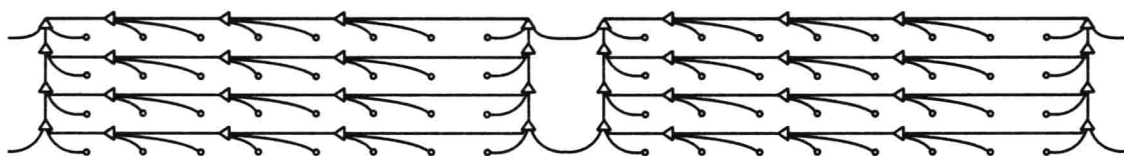


图 3-27 多单元网格格式闭合网路

① 网格格式闭合网路实现了网路内的无雷管连接,在整个网路的连接过程中可以采用电灯照明,不会因受通信电网、高压电网等杂电的干扰而引起早爆、误爆事故。传爆过程中声响小,无破坏作用。

② 每个导爆管雷管至少有两个方向的爆轰波能将其引爆,即一个导爆管雷管起到了复式捆联网路中两个导爆管雷管的作用。

③ 整个网路是网格状多通道的,传爆方向四通八达,个别导爆管雷管或局部导爆管雷管的缺陷不影响整个网路的准爆性,不会出现成片药包拒爆的情况。

④ 在网路连接过程中,通过连接技巧可以把封闭的网格格式网路无限扩展,因而起爆的药包数量不受限制。

⑤ 在网路上选任意点击发起爆,整个网路中的药包就可全部引爆,通常可以用电雷管多点击发,以提高网路击发的可靠性。在特殊地区,可使用起爆枪或击发笔击发,即整个网路包括起爆都可以实现非电操作。

⑥ 网路连接操作简单,检查方便,网路无须进行计算,只需掌握基本要领,任何爆破工都可以直接进行操作。网路的连接可以分区分片同时进行,网路清晰,检查时一目了然,能大大节省网路的连接时间。

3.3.2.3 导爆管起爆法的应用范围和特点

导爆管起爆法的应用范围广泛,除了在有沼气和矿尘爆炸危险的环境中不能采用以外,几乎在其他条件下都可使用。

导爆管起爆法的优点是安全性好,不受外来电的影响,使用简单,起爆方便,网路敷设容易;能使成组炮孔或药室同时起爆,并且能实现各种方式的微差爆破。导爆管起爆法的缺点是起爆前无法用仪表来检查起爆网路连接的质量;爆区太长或延期段数太多时,空气冲击波、地震波或起爆雷管飞片可能会破坏起爆网路;普通导爆管强度较低,在外力作用下容易变形、破损而造成拒爆;在高寒地区,塑料管的硬化可能会恶化导爆管的传爆性能。

3.3.3 电力起爆法

3.3.3.1 电力起爆法的组成元素

电力起爆(简称“电爆”)法是指利用电雷管通电后爆炸产生的能量起爆炸药的方法。它是通过由电雷管、导线和起爆电源三部分组成的起爆网路来实施的。

在电爆网路中,应采用绝缘良好、导电性能好的铜芯线或铝芯线做导线。

起爆电源指引爆电雷管所用的电源。直流电、交流电和其他脉冲电源都可作为起爆电源,如干电池、蓄电池、照明线、动力线以及专用的发爆器等。《爆破安全规程》(GB 6722—2003)规定,起爆电源应能保证起爆网路中的全部电雷管准爆,流经每个电雷管的电流应满足:对于一般爆破,交流

电不小于 2.5 A, 直流电不小于 2.0 A; 对于硐室爆破, 交流电不小于 4.0 A, 直流电不小于 2.5 A。

(1) 交流电

照明和动力线路都属于交流电源, 其输出电压为 380 V 和 220 V, 具有足够容量, 是电力起爆法中常用的可靠电源, 但在有瓦斯或煤尘爆炸危险的矿井(或隧道)中不能使用这种电源。

(2) 发爆器

常用的发爆器是电容式发爆器。电容式发爆器通常由以下几部分组成。

- ① 直流电源: 通常采用 1.5 V 干电池。
- ② 交流器: 将直流电源经振荡线路变为交流高压电源。
- ③ 整流线路: 将交流高压电变为直流高压电。
- ④ 充电器: 直流高压电路对主电容充电。

⑤ 充电电压指示。当主电容电压达到额定电压值后, 氖灯发光, 指示可以放炮。对于大容量电容式发爆器, 常采用仪器指针显示主电容电压值。

⑥ 毫秒限时开关及放电回路。放炮时, 旋拧毫秒限时开关, 使主电容接通电爆回路放电, 引爆电雷管。随即用限时开关接通内放电电阻, 释放主电容的剩余电荷。矿用防爆型电容式发爆器毫秒限时开关接通电爆网路的时间仅为 3~6 ms。

⑦ 防爆外壳。煤矿许用发爆器都应置于防爆外壳内, 以防电路系统的触电火花引燃瓦斯, 确保放炮时安全。

电容式发爆器的工作原理如图 3-28 所示。B 为干电池, 利用晶体三极管 BG 和变压器将直流电转变为交流电, 经升压器升压成高压交流电。再经二极管 D 整流变成高压直流电, 经电容器充电将电能储存在电容器 C_1 、 C_2 内。当电容器电压达到额定电压值后, 氖灯 L 发光仪器指针达到额定值, 通过转换开关 K 将电容储存的电能释放到电爆网路中, 激发起爆电雷管。

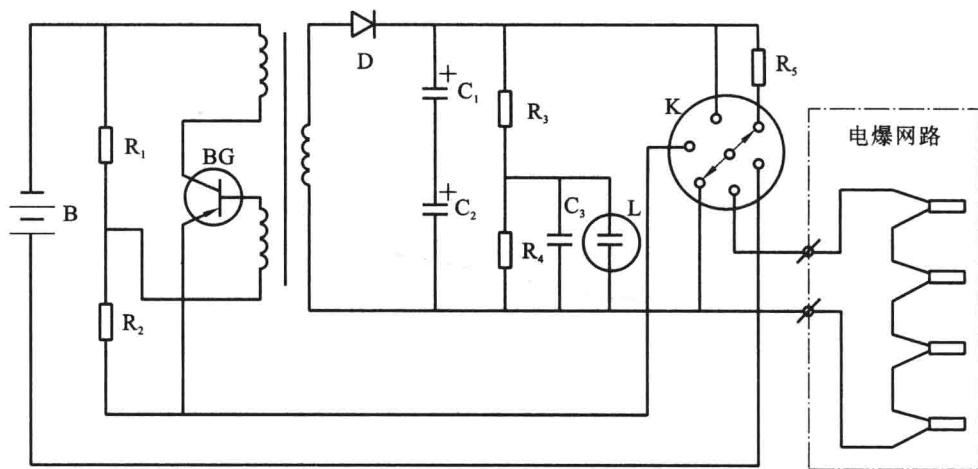


图 3-28 电容式发爆器工作原理图

3.3.3.2 电爆网路的连接方式及计算

电爆网路按雷管连接方式的不同, 可分为串联、并联和混联等几种基本方式, 如图 3-29 所示。

(1) 串联

为确保成组串联雷管安全起爆, 除设法增大流经每个电雷管的电流外, 还应选用电阻值相近的

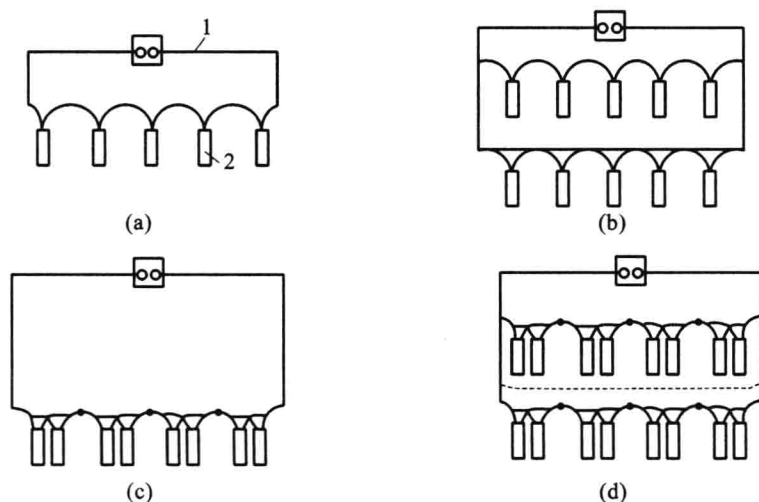


图 3-29 电爆网路的连接方式

(a) 串联网路；(b) 串并联网路；(c) 并串联网路；(d) 并串并联网路

1—导线；2—电雷管

电雷管，以使它们的点燃起始能比较接近。通常在同一串联网路中，康铜桥丝电雷管的电阻差值不应大于 $0.3\ \Omega$ ，镍铬桥丝电雷管的电阻差值不应大于 $0.5\ \Omega$ 。

串联网路中，通过每个电雷管的电流值必须满足以下条件：

$$i = I = \frac{U}{R_{\text{线}} + nr} \geq i_{\text{准}} \quad (3-2)$$

式中 I ——网路总电流，A；
 i ——流过每个电雷管的电流，A；
 U ——起爆电源电压，V；
 $R_{\text{线}}$ ——网路主线电阻， Ω ；
 n ——串联电雷管的个数，个；
 r ——每个电雷管的全电阻， Ω ；
 $i_{\text{准}}$ ——电雷管的准爆电流，A。

串联网路的优点是连接比较容易，所需总电流小，导线消耗量少；缺点是网路中只要有电雷管不通，就会引起整个网路电雷管的拒爆。

(2) 并联

并联网路中，通过每个电雷管的电流值必须满足以下条件：

$$i = I = \frac{U}{mR_{\text{线}} + r} \geq i_{\text{准}} \quad (3-3)$$

式中 m ——网路中并联电雷管的个数。

并联网路的优点是即使有个别电雷管不通，也不会影响整个网路电雷管的起爆。其缺点是由于网路总电流要求很大，故一般的起爆器不适用；连接导线消耗量多，而且要求主线粗；如有个别电雷管被漏接，用仪表测量时不易发现。

(3) 混联

混联又可分为串并联、并串联和并串并联等。

为保证串并联网路中流经每个串联组的电流不小于单纯串联时的准爆电流，以及为保证流入

各串联电雷管组中的电流大致相等,必须使各串联电雷管组的电阻值大致相等,这就要求各串联电雷管组的雷管数相同。同理,也要求并串联网路中各并联电雷管组的雷管数相同。

通过每个电雷管的电流应满足下列条件:

$$i = \frac{I}{m} = \frac{U}{mR_{\text{线}} + nr} \quad (3-4)$$

式中 n ——串并联时一组内串联的电雷管数或并串联时串联的组数;

m ——串并联时并联的组数或并串联时一组内并联的电雷管数。

混联兼有单纯串联和单纯并联的优点,在同样的电压和起爆电流条件下,一次可起爆的雷管数较多。在串并联和并串联均能满足电雷管准爆条件时,考虑到连线方便,多采用串并联。

3.3.3.3 电爆网路的选择

应根据不同电爆网路的特点,结合爆破规模、爆破方法和实际能够使用的电源等情况,合理设计电爆网路:

① 选择的电爆网路应尽可能使操作和检查简单方便。串联电路是最简单的一种电爆网路,当一次起爆的雷管数不多时,应首先考虑选用。

② 并联电路支路太多,需要的总电流大,可采用闭合并联网路。

③ 深孔爆破时,往往在每个炮孔中安装两个雷管。一般先将这两个雷管并联为一组,然后串联,成为并串联。若炮孔数目很多,可采用并串联网路或串并联网路等。大爆破也常采用并串联网路。

3.3.3.4 电爆网路的检测

为了保证电雷管的起爆效果与作业安全,装药前要对电雷管进行导通检查,连线后要对爆破网路进行质量检测。《爆破安全规程》(GB 6722—2003)规定:爆破主线与起爆电源或起爆器连接之前,必须测量全线路的总电阻值,总电阻值应与实际计算值相符(允许误差为5%);若不符合,则禁止连接。

只准用爆破专用仪表对电雷管和网路进行测量。爆破专用仪表要满足以下要求:

- ① 输出电流必须小于电雷管的最高安全电流。
- ② 外壳对地绝缘良好,不会把外来电引入爆破网路。
- ③ 防潮性能好,不会因内部受潮漏电而引爆电雷管。
- ④ 煤矿井下必须防爆。

若爆破场地存在较大的杂散电流,可能会使电爆网路发生早爆事故。所以,事先要采用杂散电流测试仪检测爆区的杂散电流。

3.3.3.5 电力起爆法的优缺点

电力起爆法的使用范围十分广泛,在露天或井下、小规模或大规模爆破,以及其他工程爆破中均可使用。它具有其他起爆法所不及的优点:

- ① 能用仪表检查雷管和爆破网路,以确保起爆的可靠性和准确性。
- ② 可实现远距离起爆,从而提高了起爆的安全性。
- ③ 能准确控制延迟时间和起爆顺序,因而可保证良好的爆破效果。

④ 在有沼气或煤尘爆炸危险的环境中,它是目前唯一能采用的起爆方法。

电力起爆法有以下缺点:

① 普通电雷管不具备抗杂散电流和抗静电的能力,所以在有外来电源的地点或露天爆破遇有雷电时,危险性较大,此时应避免使用普通电雷管。

② 电力起爆准备工作量大,操作复杂,作业时间较长。

③ 电爆网路的设计计算、敷设和连接要求较高。

3.3.3.6 电力起爆法的操作要点

有了质量合格的电雷管和设计合理的爆破网路后,为了可靠、安全、准确起爆,在操作过程中还应注意以下几个方面:

① 连接网路时,操作人员必须按设计接线,整个网路的连接必须从工作面向爆破起爆站方向顺次进行。

② 网路连接时应剪去旧线头,剥出新线头,或者把旧线头清理干净,露出新鲜金属表面后方能进行连接。连接要牢固,接头应有较大接触面积。

③ 各个裸露接头彼此应相距足够距离,不允许相互接触以免形成短路。为防止接头接触岩石、矿石或落入水中,应用绝缘胶布缠裹。

3.3.4 混合起爆法

混合起爆法泛指两种或两种以上起爆方式的组合使用,起爆网路形式多样。这里仅举一例,图 3-30 所示为电爆网路起爆导爆管网路。使用时可以举一反三。

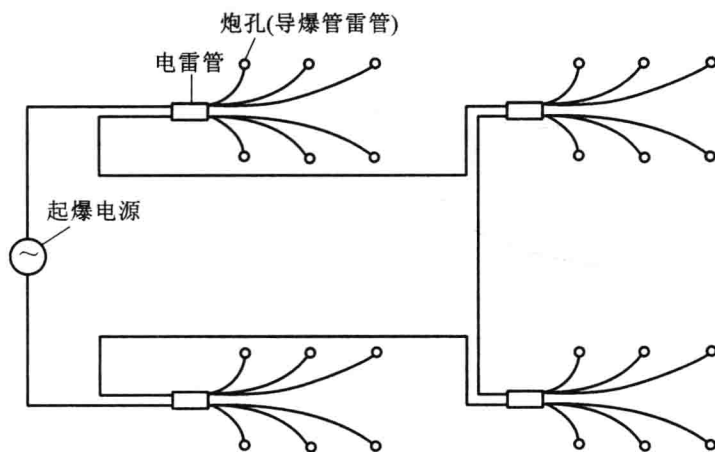


图 3-30 电爆网路起爆导爆管网路

【例 3-1】 某框架结构大楼采用爆破法拆除,爆破采用导爆管起爆网路。对于大楼底部 1~3 层钢筋混凝土立柱,设计三排柱子的炮孔装药分别采用毫秒 1 段、毫秒 11 段(460 ms)、毫秒 14 段(780 ms)导爆管雷管起爆。中间三跨用毫秒 1 段导爆管雷管先起爆,然后向两侧每两跨用 4 发毫秒 5 段(110 ms)导爆管雷管接力顺序起爆,实现楼房由中间向两侧顺序坍塌。试绘制起爆网路示意图。

【解】 根据设计思想绘制出的起爆网路示意图如图 3-31 所示。

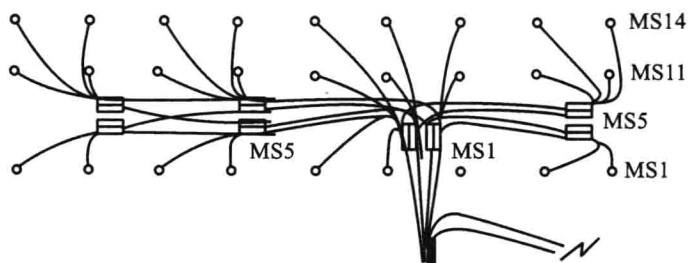


图 3-31 大楼底层起爆网路示意图

【知识归纳】

- (1) 对工业炸药的基本要求:爆炸性能好、威力大、感度适宜、爆生有毒气体少、物化安定性好。
- (2) 常用的工业炸药有乳化炸药、水胶炸药、铵油炸药。使用在煤矿生产或其他含沼气燃烧爆炸危险爆破工程中的炸药只能是煤矿许用炸药,主要是煤矿许用水胶炸药和煤矿许用乳化炸药。
- (3) 导爆索药芯是单质猛炸药黑索金或太安。经雷管起爆后,导爆索可直接引爆炸药。
- (4) 导爆管内壁涂有一层薄而均匀的高能混合炸药,其被击发爆炸所释放出的能量维持冲击波的强度不衰减。导爆管具有良好的抗电、抗水、抗冲击性能和良好的传爆性能。
- (5) 雷管分为瞬发雷管、毫秒延期雷管和秒延期雷管。无起爆药雷管用一种对冲击和摩擦感度比常用起爆药低的猛炸药来代替常用起爆药,以提高雷管的安全性。
- (6) 起爆方法有导爆索起爆法、导爆管起爆法、电雷管起爆法以及将多种起爆方法结合应用的混合起爆法。导爆管起爆法因具有安全性好、不受外来电的影响、使用简单、起爆方便、网路敷设容易、能使成组炮孔同时起爆、能实现各种方式的微差爆破等优点而广为应用。
- (7) 导爆管起爆网路主要有簇联网路、并串联网路、延期起爆网路、逐孔起爆网路、四通连接网路、复式网路等。
- (8) 在有沼气或煤尘爆炸危险的环境中,电力起爆法是目前唯一能采用的起爆方法。

【独立思考】

- 3-1 对工业炸药的基本要求是什么?
- 3-2 根据使用条件的不同,工业炸药可分为哪几类?
- 3-3 分析说明水胶炸药和乳化炸药的特性有何差异。
- 3-4 煤矿许用炸药有哪些特点? 其是如何实现安全爆炸的?
- 3-5 导爆管的传爆原理是什么?
- 3-6 常用的起爆方法有哪几种? 各有何特点?
- 3-7 导爆管起爆网路的连接方法有哪几种? 其各自的特点是什么?
- 3-8 连接电爆网路时应注意哪些事项?

【参考文献】

- [1] 刘殿书,李胜林.爆破工程.北京:科学出版社,2011.
- [2] 汪旭光.爆破设计与施工.北京:冶金工业出版社,2012.
- [3] 高尔新,杨仁树.爆破工程.徐州:中国矿业大学出版社,1999.
- [4] 郭学彬,张继春.爆破工程.北京:人民交通出版社,2007.

爆破破岩机理

课前导读

□ 内容提要

本章主要介绍了炸药在岩石中爆炸形成的冲击波、应力波特征，在此基础上分析了爆破破岩内部作用、外部作用及其机理，介绍了利文斯顿爆破漏斗理论以及描述爆破漏斗特征的主要几何参数，由爆破作用指数的大小确定了爆破漏斗的四种基本形式及相应装药量计算原理。在介绍了断裂控制爆破原理的基础上，本章对光面爆破及预裂爆破原理进行了分析，还分析了多排孔微差爆破原理及合理爆破间隔时间的确定。最后，本章对影响炸药爆破效果的主要因素进行了探讨。本章的教学重点为爆破破岩内部作用与外部作用、微差爆破原理及合理时间间隔的选择；本章的教学难点为根据工程爆破破碎及抛掷岩石的具体要求，由爆破作用指数大小确定装药量。

□ 能力要求

通过本章的学习，学生应了解炸药在岩石中爆炸的冲击波及应力波的特征、断裂控制爆破原理及影响炸药爆破岩石效果的主要因素；掌握爆破破岩内部作用、外部作用及机理；重点掌握由爆破作用指数的大小确定爆破漏斗四种基本形式及装药量计算原理，光面爆破及预裂爆破原理，多排孔微差爆破原理及合理爆破间隔时间的确定方法。

4.1 岩石爆破理论发展阶段

从古至今,采用炸药爆炸来破碎岩体被认为是一种最有效的方法。1613年,德国人马林(Marlin)、韦格尔(Weigel)在弗雷帕格(Freisberg)矿山首先用炸药开掘坑道,开创了爆破采矿的历史。在炸药爆炸作用下,岩体是如何破碎的呢?岩体的不均质性和各向异性等自然因素,以及炸药爆炸的高速瞬时性,给人们揭示岩石的破碎规律造成了种种困难,迄今人们对岩石的爆破破碎机理仍然不够了解。然而,多年来国内外众多学者对此进行了探索,在长期的生产实践和科学实验中总结出了许多很有价值的经验,提出了很多理论与学说。尤其是高速摄影技术和计算机模拟技术的出现,有力地促进了爆破破岩机理的研究。利用这一技术,借助爆破模拟试验,人们对爆破过程中在岩体内外发生应力、应变、破裂和飞散等现象的研究成果提出了种种假说和计算公式,在生产上产生了一定的指导意义和应用价值。

岩石爆破机理的早期发展阶段主要为L. W. 利文斯顿的爆破理论、流体动力学理论以及炸药量与岩石破碎体积成比例理论。20世纪60年代,日野熊雄的冲击波拉伸破坏理论的出现,标志着岩石爆破机理早期发展阶段的结束,岩石爆破机理发展第二阶段的开始。岩石爆破机理发展的第二阶段主要提出了岩石爆破机理的三种假说:爆轰气体膨胀作用理论、应力波反射拉伸作用理论、应力波和爆轰气体压力共同作用理论。

4.1.1 爆轰气体膨胀作用理论

这种理论认为岩石的破碎主要是高温高压气体产物对岩石膨胀做功的结果。药包爆炸后产生的大量高温高压气体迅速膨胀并以极高的压力作用于药包周围的岩壁上,引起岩石质点的径向位移和自由面附近的鼓包运动,不同径向位移会导致岩石中形成拉伸和剪切应力,从而引起岩石破裂。

4.1.2 应力波反射拉伸作用理论

这种理论认为岩石的破坏主要是由于岩体中的爆炸应力波经自由面反射后形成反射拉伸波的作用。爆轰波冲击和压缩药包周围的岩壁,在岩体内激发形成冲击波并衰减为应力波。应力波在周围岩体内形成裂隙的同时向前传播,当应力波传到自由面时,单独作用产生反射拉伸波,入射应力波和反射拉伸波共同作用使岩石破碎。

4.1.3 应力波和爆轰气体压力共同作用理论

这种理论认为岩石的破坏是爆轰气体和应力波共同作用的结果。炸药爆炸后,由于爆轰波阵面的压力和传播速度大大高于气体产物的压力和传播速度,故爆轰波首先作用于药包周围的岩壁,在岩石中激发形成冲击波并很快衰减为应力波。冲击波在药包附近的岩石中产生压碎现象,应力波在压碎区域之外产生径向裂隙。随后,爆轰气体产物继续压缩被冲击波压碎的岩石,爆轰气体“楔入”应力波作用产生的裂隙中,使之继续向前延伸和进一步张开。

对于岩石爆破破碎的主因是应力波作用还是爆炸气体膨胀作用,至今仍有争论,有待深入分析。目前,随着断裂力学、损伤力学以及计算机技术的发展,广大学者将断裂力学和损伤力学引入岩石爆破机理研究之中,应用计算机模拟、再现爆破过程,开展了裂隙介质爆破机理研究,但目前还不够成熟。

4.2 岩石中的爆炸应力波

爆炸在岩体中激起的应力扰动的传播称为爆炸应力波。爆炸应力波在距爆炸点不同距离的区段内可表现为冲击波、应力波和地震波。在爆炸点近区产生的冲击波具有陡峭波头,并以超声速传播,波头上岩石的所有状态参数都发生突跃式变化,传播过程中能量损失大,衰减快。随着距离的增大,冲击波衰减为压缩(塑性)应力波,波头变缓,以声波速度传播,仍具有脉冲性,但传播中能量损失比冲击波小,衰减较慢。随着传播距离的增大,压缩应力波衰减为具有周期性振动的地震波,以声速传播,衰减很慢,如图 4-1 所示。

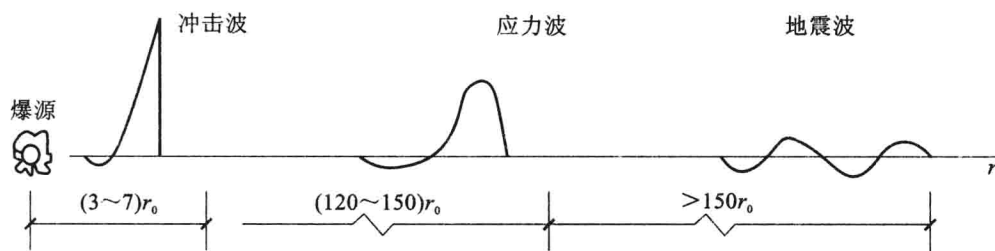


图 4-1 爆炸应力波衰减示意图

4.2.1 岩石中的冲击波

炸药在岩石中爆炸后能否形成冲击波取决于岩石性质、炸药特性和装药条件。

图 4-2 所示为冲击载荷作用下岩石的典型变形曲线。岩石中应力波的速度可以表示为

$$c = \sqrt{\frac{d\sigma}{d\rho}} = \sqrt{\frac{1}{\rho_{r0}} \cdot \frac{d\sigma}{d\varepsilon}} \quad (4-1)$$

式中 σ ——应力, MPa;

ε ——应变;

c ——应力波速度, m/s;

ρ_{r0} ——钻孔半径 r_0 位置岩石冲击后密度, kg/m^3 。

如果是弹性波,则波速可表示为

$$c_p = \sqrt{\frac{E}{\rho_{r0}}} \quad (4-2)$$

式中 c_p ——弹性纵波速度, m/s;

E ——岩石弹性模量, MPa。

由此可以看出,不同应力大小将在岩石中形成不同性质的爆炸应力波。

① 在装药近区,作用于岩石的爆炸载荷值很高,若 $\sigma > \sigma_c$,将在岩石中形成波阵面上所有状态参数都发生突变的冲击波。冲击波在岩石中以超声速传播,衰减最快。

② 随着冲击波的向外传播、衰减,当 $\sigma_B < \sigma < \sigma_c$ 时,由于变形模量 $d\sigma/d\varepsilon$ 随应力的增大而增大,波速大于图 4-2 中 A—B 段的塑性波波速,但小于 O—A 段的弹性波波速,因此应力幅值大的塑性波追赶前面的塑性波,从而形成塑性波追赶加载,从而形成陡峭的波阵面,但波速低于弹性波速,为亚声速,这种波称为非稳定的冲击波。

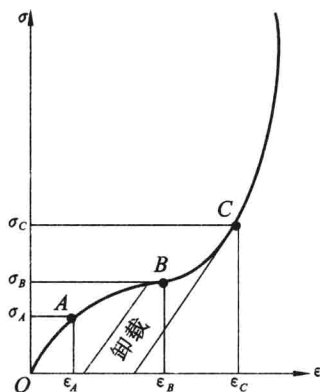


图 4-2 冲击载荷作用下岩石的典型变形曲线

③ 当 $\sigma_A < \sigma < \sigma_B$ 时, 由于 $d\sigma/d\varepsilon$ 不是常数, 且随应力的增大而减小, 因此应力幅值大的应力波速度低于应力幅值小的应力波, 在传播过程中波阵面逐渐变缓, 塑性波速度以亚声速传播。而应力小于 σ_A 的部分, 则以弹性波速度传播。

④ 当 $\sigma < \sigma_A$ 时, $d\sigma/d\varepsilon$ 为模量, 等于岩石的弹性模量。这时应力波为弹性波, 以未扰动岩石的声速传播。

在爆炸源近区, 一般情况下岩石中传播的是冲击波。这时可把岩石看成流体, 冲击波压力 σ_r 随距离的衰减规律为

$$\sigma_r = p_2 \bar{r}^a \quad (4-3)$$

式中 σ_r ——径向应力峰值, MPa;

a ——压力衰减指数, 对冲击波, 取 $a \approx 3$ 或 $a = 2 + \mu/(1 - \mu)$;

\bar{r} ——对比距离。

$$\bar{r} = \frac{r}{r_b}$$

式中 r ——距药包中心距离, m;

r_b ——药室(炮孔)半径, m。

在冲击波波阵面上, 各状态参数满足冲击波的基本方程, 即

$$\begin{cases} \frac{D}{D-u} = \frac{V_0}{V} \\ \frac{Du}{V} = p - p_0 \\ e - e_0 = \frac{1}{2}(p + p_0)(V_0 - V) \end{cases} \quad (4-4)$$

式中带下标 0 的物理量表示初始量。

利用式(4-4)求冲击波波阵面上的状态参数, 还需要知道岩石的状态方程或岩石的 Hugoniot 曲线。由于获得岩石的状态方程十分困难, 因此一般利用岩石的 Hugoniot 曲线求解冲击波波阵面上的状态参数。岩石的 Hugoniot 曲线应通过岩石的冲击试验确定, 其中之一是鲍姆提出的, 形式为

$$P = \frac{\rho_{r0} c_p^2}{4} \left[\left(\frac{\rho_r}{\rho_{r0}} \right)^4 - 1 \right] \quad (4-5)$$

式中 ρ_r ——岩石受冲击后的密度, kg/m^3 。

或用下式代替

$$D = k_1 + k_2 u \quad (4-6)$$

式中 k_1, k_2 ——试验确定常数。

这样, 知道其中一个参数便可求得冲击波波阵面上的所有状态参数。对于冲击波, 一般认为 $\sigma_r = \sigma_\theta$ (σ_θ 为切向应力峰值), 岩石处于各向等压状态。根据冲击波波速与传播距离的经验关系式:

$$D = D_0 - B(\bar{r} - 1) \quad (4-7)$$

式中 D_0 ——冲击波传播初始速度, m/s ;

B ——冲击波速度衰减常数, 与炸药和岩石有关, 如对大理岩中装填太安炸药, 有 $B = 152.5$ 。

可以求得冲击波的作用范围:

$$r = r_b \left(1 + \frac{D_0 - D}{B} \right) \quad (4-8)$$

根据研究与试验观察,常规炸药在岩石中引起的冲击波作用范围仅为装药半径的 3~5 倍。冲击波作用范围虽小,但却消耗了大部分的炸药能量。在实施周边爆破时,应设法避免在岩石中形成冲击波。

4.2.2 岩石中的应力波

冲击波衰减为应力波后,其瞬时性和高强度的特点都有所减弱,因此应力波波形比较平缓,不如冲击波陡峭。应力上升时间比应力下降时间短,应力波衰减较慢,作用范围较大,一般可达装药半径的 120~150 倍。波阵面上的岩石介质状态参数不像冲击波那样突变,但仍能促使岩石发生变形和破坏。冲击波以超声速传播,且波速与波幅有关,波幅越大,波速越大;而应力波以岩石中的声速传播,与波幅无关。

4.2.2.1 应力波参数

随着传播距离的增大,冲击波衰变成爆炸应力波,应力波波头较缓,作用时间较长。岩石中爆炸应力波的参数主要包括应力峰值 σ_{\max} 、作用时间 t_s 、比冲量 I_0 、比能量 e_0 等。

(1) 应力峰值

随着应力波传播距离的增大,应力峰值将不断减少,在对比距离处的径向压应力峰值为

$$\sigma_{r\max} = \frac{p_2}{\bar{r}^a} \quad (4-9)$$

式中 $\sigma_{r\max}$ ——径向压应力峰值,MPa;

a ——应力波衰减系数。

应力波衰减系数 a 可用下列经验公式计算:

$$a = \frac{2-\mu}{1-\mu} \quad (4-10)$$

式中 μ ——岩石泊松比。

切向拉应力峰值可通过径向压应力峰值求算:

$$\sigma_{\theta\max} = b\sigma_{r\max} \quad (4-11)$$

式中 $\sigma_{r\max}$ ——径向压应力峰值,MPa;

b ——系数,与岩石泊松比和应力波传播距离有关。

爆炸近区 b 值较大,接近于 1,但随着距离的增大, b 值迅速减小,并趋于只依赖于泊松比的固定值, $b=\mu/(1-\mu)$ 。于是有

$$\sigma_{\theta\max} = \frac{\mu}{1-\mu} \cdot \sigma_{r\max} \quad (4-12)$$

图 4-3 所示为炮孔柱状装药爆破时,岩石内爆炸应力波的应力峰值随时间的变化,图 4-3(a)所示为爆炸近区,图 4-3(b)所示为距爆源较远处。从图中可归纳出以下几点:

① 近炮孔处切向拉应力幅值几乎与径向压应力幅值(绝对值)一样大,但随着传播距离的增大,前者衰减比后者快。

② 无论是径向方向还是切向方向,最初出现的都是压应力,而后转变成成为拉应力,但在近炮孔处,径向以压应力为主,切向以拉应力为主。

③ 随着距离的增大,径向压应力和拉应力的幅值比值减小,而在切向该比值则增大。

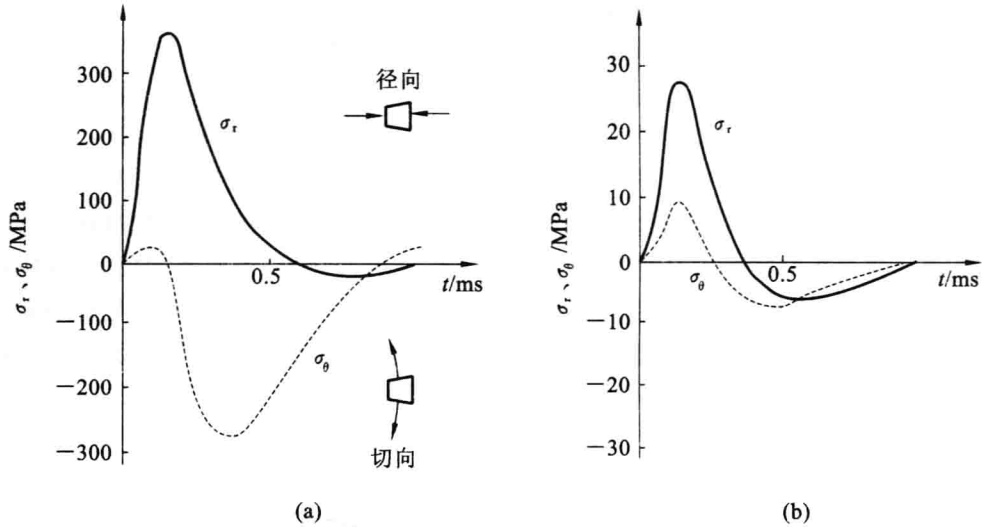


图 4-3 柱状装药爆炸应力波应力峰值随时间的变化

(a) 爆炸近区; (b) 距爆源较远处

④ 径向压应力幅值与切向拉应力幅值不在同一时刻出现,前者出现得较早,后者出现得较晚。根据径向应力是压应力还是拉应力,相应地将应力波称为压缩波和拉伸波。

(2) 作用时间

应力上升时间与下降时间之和称为应力波的作用时间。应力上升时间和作用时间与岩石岩性、炮孔装药量、应力波传播距离等因素有关,它们之间的经验关系式为

$$\begin{cases} t_r = 1.2 \sqrt{\bar{r}^{(2-\mu)}} \frac{Q^{0.05}}{K} \\ t_s = 8.4 \sqrt[3]{\bar{r}^{(2-\mu)}} \frac{Q^{0.2}}{K} \end{cases} \quad (4-13)$$

式中 t_s ——应力作用时间, s;

t_r ——应力上升时间, s;

K ——岩石体积压缩模量, MPa;

Q ——炮孔装药量, kg。

(3) 比冲量与比能量

应力波通过时,经单位面积传给岩石的冲量和能量称为比冲量和比能量,即

$$I_0 = \int_0^{t_s} \sigma_r(t) dt \quad (4-14)$$

式中 I_0 ——比冲量, Pa · s。

$$e_0 = \int_0^{t_s} \sigma_r(t) u_r(t) dt \quad (4-15)$$

式中 e_0 ——比能量, N/m;

u_r ——质点速度, m/s。

4.2.2.2 应力波速度与应力波性质、岩石动力学性质参数的关系

岩石中应力波速度的大小取决于应力波的性质和岩石动力学性质参数。如:冲击波速度大于

应力波速度,岩石中的冲击波速度与其应力峰值有关;纵波速度大于横波速度等。根据实验测试结果,结构完整岩石中的纵波速度与横波速度的比值为 1.7 左右。

岩石中的应力波速度值是岩石孔隙率、弹性模量、结构完整性等的综合反映。利用实验测得的岩石(岩体)内的纵波与横波速度,可以计算出岩石的动态弹性模量和动态泊松比等性质参数。

$$\left\{ \begin{array}{l} \mu_d = (c_p^2 - 2c_s^2) \cdot [2(c_p^2 - c_s^2)]^{-1} \\ E_d = \frac{c_p^2 \rho_r (1 + \mu_d)(1 - 2\mu_d)}{1 - \mu_d} = 2c_s^2 \rho_r (1 + \mu_d) \\ G_d = \rho_r c_s^2 \\ K_d = \rho_r \left(c_p^2 - \frac{4c_s^2}{3} \right) \\ \lambda_d = \rho_r (c_p^2 - 2c_s^2) \end{array} \right. \quad (4-16)$$

4.2.2.3 应力波的反射

应力波在传播过程中如果遇到页岩中的层理面、节理面、断层面和自由面,或者在传播过程中介质性质发生变化时,那么一部分应力波会从交界面反射回来,另外一部分则透射过交界面进入第二种介质。应力波的反射因其入射角度不同,有两种不同的反射情况:一种是应力波的垂直入射,另一种是应力波的倾斜入射。本书只讨论应力波垂直入射的情况。

应力波垂直入射时情况比较简单。应力波反射部分和透射部分的应力大小取决于不同介质的边界条件。这种边界条件是:① 在边界的两侧,其应力状态必须相等;② 垂直于边界方向,质点运动速度必须相等。

其数学表达式如下:

$$\sigma_I + (-\sigma_R) = \sigma_T \quad (4-17)$$

$$u_I + u_R = u_T \quad (4-18)$$

式中字母 I、R 和 T 分别代表入射、反射和透射的应力波。

如果传播中的应力波为纵波,那么根据式(4-18),得

$$u_I = \frac{\sigma_I}{\rho_{r01} c_{p1}}, \quad u_R = \frac{\sigma_R}{\rho_{r01} c_{p1}}, \quad u_T = \frac{\sigma_T}{\rho_{r02} c_{p2}} \quad (4-19)$$

将式(4-19)代入式(4-18)中,得

$$\frac{\sigma_I}{\rho_{r01} c_{p1}} + \frac{\sigma_R}{\rho_{r01} c_{p1}} = \frac{\sigma_T}{\rho_{r02} c_{p2}} \quad (4-20)$$

联立式(4-17)和式(4-20),解得

$$\sigma_R = \frac{\rho_{r01} c_{p1} - \rho_{r02} c_{p2}}{\rho_{r02} c_{p2} + \rho_{r01} c_{p1}} \cdot \sigma_I \quad (4-21)$$

$$\sigma_T = \frac{2\rho_{r02} c_{p2}}{\rho_{r02} c_{p2} + \rho_{r01} c_{p1}} \cdot \sigma_I \quad (4-22)$$

式中下标“1”和“2”分别代表入射和透射两种岩石。

式(4-21)、式(4-22)具有重要的意义,它们对研究岩体爆破过程中应力波的弥散损失,根据不同的岩性选择炸药品种和分析自由面对提高爆破效果的作用都具有指导性的作用,并说明了反射应力波和透射应力波的大小是交界面两侧岩石特性阻抗的函数。由上可以看出:

① 如果 $\rho_{r01} c_{p1} = \rho_{r02} c_{p2}$, 即两种岩石的波阻抗相同,那么 $\sigma_R = 0$, $\sigma_T = \sigma_I$ 。此时入射应力波通过界

面时不发生反射,全部透射进入第二种介质,没有波能损失。

② 如果 $\rho_{r01} c_{p1} > \rho_{r02} c_{p2}$, 则既会出现透射的压缩波,也会出现反射的压缩波。

③ $\rho_{r01} c_{p1} < \rho_{r02} c_{p2}$ 时,既会出现透射的压缩波,也会出现反射的拉伸波。

④ 如果 $\rho_{r02} c_{p2} = 0$, 即入射应力波到达与空气接触的自由面,那么 $\sigma_T = 0, \sigma_R = -\sigma_I$ 。在这种条件下入射应力波全部反射成拉伸波。

由于岩石的抗压强度一般比较高,因此①、②两种情况都不大可能产生岩石的破坏。

由于岩石的抗拉强度远远低于它的抗压强度,因此③、④两种情况都可能引起岩石破坏,特别是第四种情况,这充分说明了自由面在提高爆破效果中的重要作用。

4.3 岩石爆破作用

4.3.1 爆炸内部作用

将一定量炸药埋入岩石中,定义装药中心距自由面的垂直距离为最小抵抗线。如图 4-4 所示,

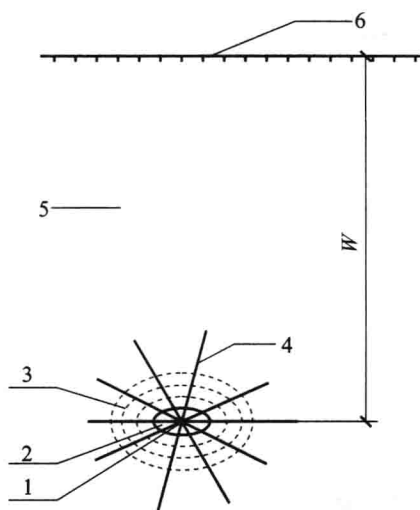


图 4-4 岩石爆破内部作用

1—药包;2—压缩粉碎区;3—环向裂隙;
4—径向裂隙;5—震动区;6—自由面

当药包在岩体中的埋置深度(即最小抵抗线)较大时,爆破作用达不到自由面,装药爆破仅在岩石内部产生作用。根据岩石破坏特征,受爆炸内部作用的岩石可分为三个区域:压缩粉碎区、破裂区、震动区。

(1) 压缩粉碎区

炸药爆炸后会产生两三千摄氏度以上的高温 and 几万兆帕的高压,形成速度为数千米每秒的冲击波,伴之以高压气体在微量量级的时间内作用在紧靠药包的岩壁上,致使爆破近区的坚固岩石被击碎成为微小的粉粒(为 0.5~2.0 mm),形成了如图 4-4 所示的压缩粉碎区。

所谓爆破近区,是指直接与药包接触、邻近的那部分岩体。炸药爆炸后,在紧靠药包的岩壁附近,坚固的岩石被击碎成为微小的粉粒,把原来的药室扩大为空腔,其称为粉碎区;如果所爆破岩石为塑性岩石(如黏土质岩石、凝灰岩、绿泥岩等),则爆破近区岩石被压缩成致密坚固的硬壳空腔,其称为压缩区。爆破近区的范围与岩石性质和炸药性能有关。比如,岩石密度越小,炸药威力越大,则空腔半径越大。通常压缩粉碎区的范围为药包半径 R_0 的 2~7 倍,破坏范围虽然不大,但却消耗了大部分爆炸能。工程爆破中应该尽量减少压缩粉碎区的形成,从而使炸药能量得到有效的作用。

(2) 破裂区

炸药在岩体中爆炸后,强烈的冲击波和高温、高压爆轰产物将炸药周围的岩石破碎压缩形成粉碎区(或压缩区)后,冲击波衰减为应力波。应力波虽然没有冲击波强烈,剩余爆轰产物的压力和温度也已降低,但是它们仍有很强大的能量,可将爆破区岩石破坏,形成破裂区。

通常破裂区的范围比压缩粉碎区大得多,压缩粉碎区的半径一般为 $(2\sim7)R_0$,而破裂区的半径

则为 $(8\sim 150)R_0$ ，所以破裂区是工程爆破中岩石破坏的主要部分。在破裂区中形成径向裂隙、环向裂隙和剪切裂隙。

① 径向裂隙的产生。

当压缩粉碎区形成后，冲击波衰减成应力波，其压力已低于岩石的抗压强度，不足以压坏岩石，但仍以弹性波形式向岩石周围传播，相应地使岩石质点产生径向位移，其径向应力导致切向拉应力的产生。因为岩石抗拉强度仅为其抗压强度的 $1/50\sim 1/10$ ，当切向拉应力大于岩石抗拉强度时，该处岩石即被拉断，构成与压缩粉碎区贯通的径向裂隙，它以相当于应力波波速的 $15\%\sim 40\%$ 的速度向外延伸。与此同时，爆破气体作用在爆炸空腔的岩壁上，形成准静力场。在高压气体的膨胀、挤压、气楔作用下，径向裂隙继续扩展和延伸，并且在裂隙尖端处的气体压力下引起应力集中，加速裂隙的扩展，形成如图 4-4 所示的靠近压缩粉碎区的内密外疏，始端宽、末端细的径向裂隙网。

② 环向裂隙和剪切裂隙的形成。

在冲击波、应力波的作用下，岩石受到强烈的压缩，积蓄了一部分弹性变形能。当压缩粉碎区空腔形成、径向裂隙展开、压力迅速下降到一定程度时，原先在药包周围的岩石释放出在压缩过程中积蓄的弹性变形能，将其转变为卸载波，形成与压应力波作用方向相反的径向拉应力，使岩石质点产生反向径向运动。当此径向拉应力大于岩石抗拉强度时，该处岩石被拉断形成如图 4-4 所示的环向裂隙 3。

在径向裂隙与环向裂隙形成的同时，在径向应力与切向应力的共同作用下，岩石受到剪切应力的作用，还可能形成剪切裂隙。

(3) 震动区。

爆破近区(压缩粉碎区)、中区(破裂区)以外的区域称为震动区。该区岩石虽不能被有效破坏，但受地震波的作用可引起原有裂隙的扩展，严重时可导致露天边坡滑坡、地下井巷的冒顶片帮以及地面或地下建筑物、构筑物的破裂、损坏或倒塌等。地震波是构成爆破公害的危险因素，因此必须掌握爆破地震波危害的规律，采取降震措施，尽量避免和防止爆破地震波造成严重危害。

4.3.2 爆炸外部作用

当集中药包埋置在靠近地表的岩石中时，药包爆炸后除产生内部破坏作用以外，还会在地表产生破坏作用。在地表附近产生破坏作用的现象称为外部作用。

① 反射拉伸波应力引起自由面附近岩石的片落。

当压缩应力波到达自由面时，会产生反射拉伸应力波，并由自由面向爆源传播。由于岩石抗拉强度很低，当反射拉伸应力波的峰值压力大于岩石的抗拉强度时，岩石被拉断，与母岩分离。随着反射拉伸应力波的传播，岩石将从自由面向药包方向“片落”破坏，形成如图 4-5 所示的片落区 7。

② 反射拉伸应力波引起径向裂隙大大地向前延伸。

如图 4-6 所示，从自由面反射回岩体的拉伸应力波，即使它的强度不足以产生“片落”，反射拉伸应力波同径向裂隙梢处的应力场相互叠加，也可使径向裂隙大大地延伸。裂隙延伸的情况与反射拉伸应力波传播方向和裂隙方向的交角 θ 有关。当 θ 为 90° 时，促使径向裂隙发生扩张和延伸；当 θ 小于 90° 时，反射拉伸应力波以一个垂直于裂隙方向的拉伸分力促使径向裂隙发生扩张和延伸，或者在径向裂隙末端形成一条分支裂隙；当径向裂隙垂直于自由面即 θ 为 0° 时，反射拉伸应力波再也不会对裂隙产生任何拉力，故不会促使裂隙继续延伸发展，相反地，反射拉伸应力波在其切向上是压缩应力状态，可使已经张开的裂隙重新闭合。

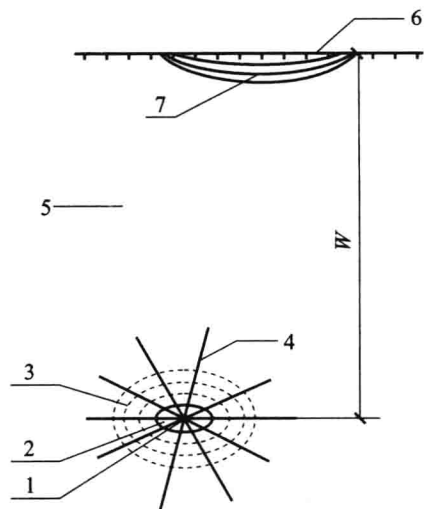


图 4-5 发射拉伸应力波形成的片落漏斗

1—药包;2—压缩粉碎区;3—环向裂痕;4—径向裂隙;
5—震动区;6—自由面;7—自由面片落区

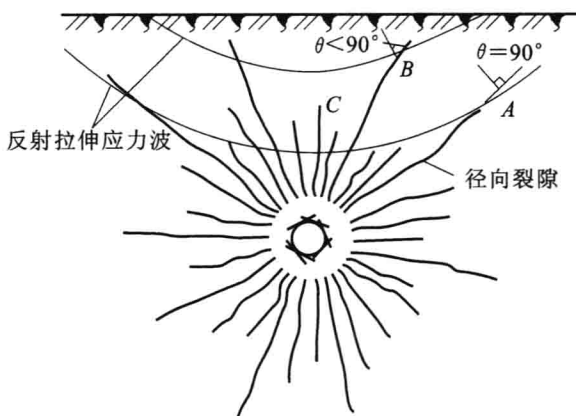


图 4-6 反射拉伸应力波对径向裂隙的影响

4.4 炸药在岩石中的爆破破坏过程

从时间上可将岩石爆破破坏过程分为三个阶段。

第一阶段为炸药爆炸后冲击波径向压缩阶段。炸药起爆后,产生的高压粉碎了炮孔周围的岩石,冲击波以 $3000 \sim 5000 \text{ m/s}$ 的速度在岩石中引起切向冲击拉应力,由此产生的径向裂隙向自由面发展,冲击波由炮孔向外扩展到径向裂隙的出现需 $1 \sim 2 \text{ ms}$,如图 4-7(a)所示。

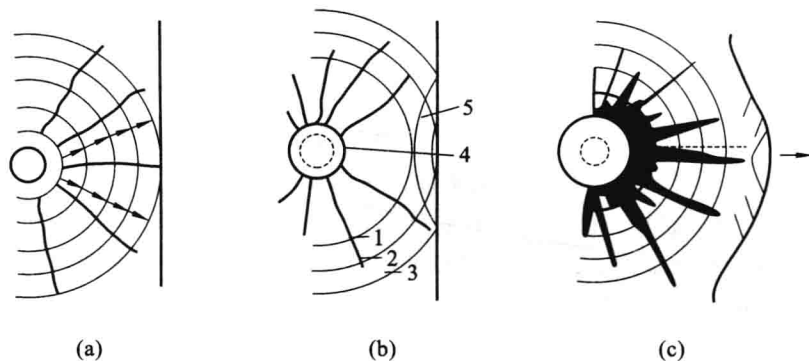


图 4-7 爆破过程的三个阶段

(a) 径向压缩阶段;(b) 冲击波反射阶段;(c) 爆炸气体膨胀阶段

1—压缩冲击波;2,3—压缩冲击波与自由面作用;4—炮孔;5—反射拉伸波

第二阶段为冲击波反射引起自由面处岩石片落的阶段。第一阶段中的冲击波压力为正值,当冲击波到达自由面后发生反射时,波的压力变为负值,即由压缩应力波变为拉伸应力波。在反射拉伸应力作用下,岩石被拉断,发生“片落”,如图 4-7(b)所示。此阶段发生在起爆后 $10 \sim 20 \text{ ms}$ 。

第三阶段为爆炸气体膨胀阶段。岩石受爆炸气体超高压力的影响,在拉伸应力和气楔的双重作用下,径向初始裂隙开始迅速扩大,如图 4-7(c)所示。

当炮孔前方的岩石被分离、推出时,岩石内产生的高应力卸载如同被压缩的弹簧突然松开一样。这种高应力的卸载作用会在岩体内引起极大的拉伸应力,继续了第二阶段开始的破坏过程。第二阶段形成的细小裂隙构成了薄弱带,为破碎的主要过程创造了条件。

- 应该指出的是:
- ① 第一阶段除产生径向裂隙外,还有环状裂隙的产生。
 - ② 从能量角度出发,第一、二阶段均是由冲击波的作用而产生的,而第三阶段中原生裂隙的扩大和碎石的抛出均是爆炸气体作用的结果。

4.5 爆破漏斗理论

4.5.1 集中药包的爆破漏斗

4.5.1.1 爆破漏斗的几何参数

置于自由面下一定距离的球形药包爆炸后,形成的爆破漏斗的几何参数如图 4-8 所示。

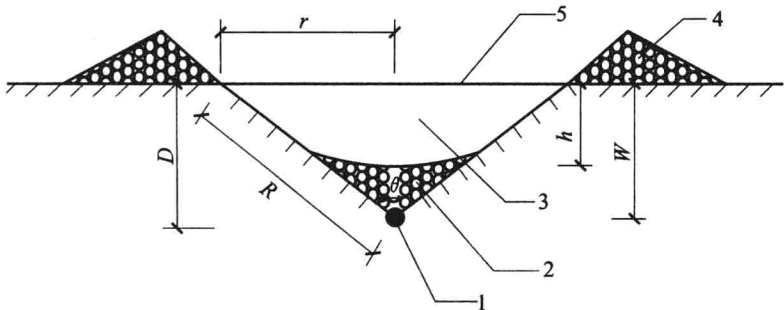


图 4-8 爆破漏斗

1—药包;2—回落爆堆;3—可见漏斗;4—爆堆;5—自由面

- (1) 自由面
自由面又叫作临空面,是指同空气接触的岩石表面,如图 4-8 中 5 所示。自由面在爆破过程中起重要作用;有了自由面,爆破时岩石才能向自由面方向发生破裂、破碎和移动。在爆破工程中,人们为了控制爆破作用,常常在药包附近人为地创造出自由面。人们还发现,自由面愈多、愈大,爆破效果愈好。如果岩石是均质的,其他条件也都相同,则两个自由面条件下爆破破坏岩石的体积几乎比单个自由面条件下爆破破坏岩石的体积大一倍。
- (2) 最小抵抗线
爆破时,最小抵抗线方向的岩石最容易破坏,它是爆破作用和岩石移动的主导方向。图 4-8 中的 W 即表示最小抵抗线。
- (3) 爆破漏斗底圆半径
靠近自由面的药包爆破时通常在自由面处形成一个圆形缺口,叫作爆破漏斗底圆。它的半径称为爆破漏斗底圆半径,图 4-8 中的 r 即表示爆破漏斗底圆半径。
- (4) 爆破作用半径
爆破作用半径又叫作破裂半径,是指从药包中心到爆破漏斗底圆圆周上任一点的距离。图 4-8

中的 R 即表示爆破作用半径。

(5) 爆破漏斗深度

自爆破漏斗顶点至自由面的最短距离叫作爆破漏斗深度。图 4-8 中的 D 即表示爆破漏斗深度。

(6) 爆破漏斗可见深度

自爆破漏斗中碴堆表面最低点到自由面的最短距离叫作爆破漏斗可见深度,图 4-8 中的 h 即表示爆破漏斗可见深度。

(7) 爆破漏斗张开角

爆破漏斗的顶角叫作爆破漏斗张开角,图 4-8 中的 θ 即表示爆破漏斗张开角。

根据爆破抛掷作用程度的不同,在工程爆破中经常使用一个极为重要的指数,叫作爆破作用指数 n 。它是爆破漏斗底圆半径与最小抵抗线的比值,即

$$n = \frac{r}{W} \quad (4-23)$$

式中 r ——爆破漏斗底圆半径, m;

W ——最小抵抗线, kg。

爆破作用指数 n 在工程爆破中是一个极重要的参数, n 值的大小直接影响到爆破漏斗的大小、岩石的破碎程度和抛掷效果。在最小抵抗线相等的条件下,爆破作用愈强,所形成的爆破漏斗底圆半径愈大,相应地,爆破漏斗内岩石的破碎和抛掷作用也随之增强。

4.5.1.2 爆破漏斗的基本形式

根据爆破作用指数 n 的大小,爆破漏斗有如图 4-7 所示的四种基本形式。

(1) 标准抛掷爆破漏斗

如图 4-9(a)所示,当 $r=W$,即 $n=1$ 时,爆破漏斗为标准抛掷爆破漏斗,漏斗张开角 $\theta=90^\circ$ 。形成标准抛掷爆破漏斗的药包叫作标准抛掷爆破药包。

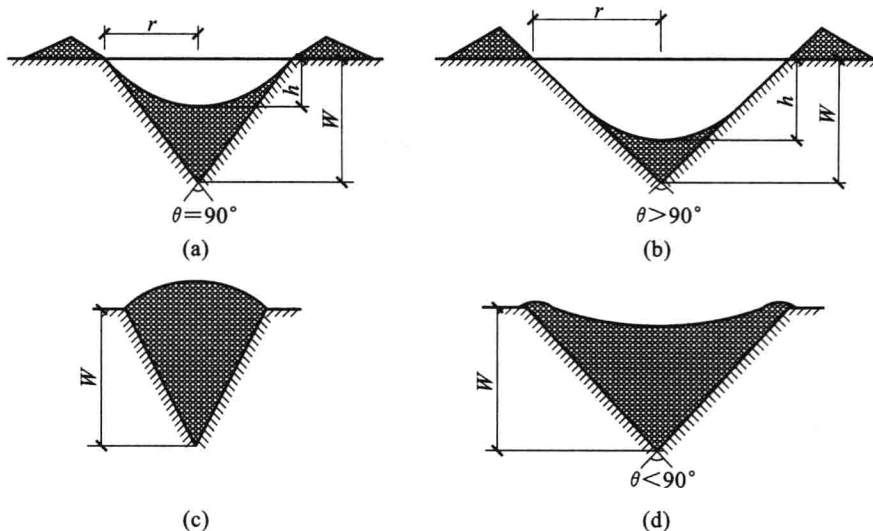


图 4-9 爆破漏斗的四种基本形式

(a) 标准抛掷爆破漏斗; (b) 加强抛掷爆破漏斗; (c) 减弱抛掷爆破漏斗; (d) 松动爆破漏斗

(2) 加强抛掷爆破漏斗

如图 4-9(b)所示,当 $r>W$,即 $n>1$ 时,爆破漏斗为加强抛掷爆破漏斗,漏斗张开角 $\theta>90^\circ$ 。形成加强抛掷爆破漏斗的药包叫作加强抛掷爆破药包。

(3) 减弱抛掷爆破漏斗

如图 4-9(c)所示,当 $0.75<n<1$ 时,爆破漏斗为减弱抛掷爆破漏斗,漏斗张开角 $\theta<90^\circ$ 。形成减弱抛掷爆破漏斗的药包叫作减弱抛掷爆破药包。减弱抛掷爆破漏斗又叫作加强松动爆破漏斗。

(4) 松动爆破漏斗

如图 4-9(d)所示,当 $0<n<0.75$ 时,爆破漏斗为松动爆破漏斗,这时只有岩石的破裂、破碎而没有向外抛掷的作用。从表面看,没有明显的可见漏斗出现。

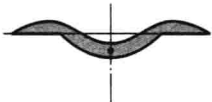


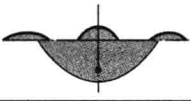
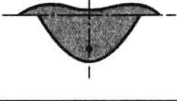




4.5.2 延长药包的爆破漏斗

传统上,按药包长径比(药包长度与其直径的比值)的不同可将药包分为集中药包(长径比小于等于 4)和延长药包(长径比大于 4)。

与球形集中药包相比,延长药包的爆炸作用有两个明显的特点:一是冲击波波阵面是柱面波,其能量在垂直于药包轴线的方向扩散,能流密度随距离的平方衰减,其在均匀介质中爆破效应的表现特征和物理量具有轴对称的特点;二是在不计重力和黏聚力等作用的条件下,其爆炸作用也遵循几何相似律,且基本上符合平方根定律,即有 $R_2/\sqrt{q_2}=R_1/\sqrt{q_1}$,其漏斗特征值和应力波参数仅是比例距离 $\bar{R}_c=R_c/\sqrt{q}$ 的函数。

在爆破漏斗形态上,球形集中药包漏斗平面形状呈圆形,延长药包漏斗的平面形状为中部平直、两端衔接近似于半圆的封闭曲线。从漏斗表面形状观察,两种药包在相同的设计爆炸作用指数情况下,其径向形状基本相似;对于爆破漏斗剖面随埋深的变化,两种药包也很相似,见表 4-1。

表 4-1 集中药包和延长药包爆破漏斗形态对比

n	集中药包	延长药包	
		径向分布	轴向分布
>1.5			
$1\sim1.5$			
$0.5\sim1.0$			

在抛掷堆积分布方面,两种药包却不相同:集中药包抛出的岩土堆积在漏斗四周,而延长药包的抛体却集中在药包轴线两侧药包长度范围内,堆体峰值线在过药包轴心的垂线附近,但在药包两端却无抛体堆积。

4.5.3 利文斯顿爆破漏斗理论

在径向裂隙的控制下,破裂区可能一直扩展到地表面,或者破裂区和片落区相连接形成连续性破坏。与此同时,大量的爆生气体继续膨胀,使最小抵抗线方向的岩石表面鼓起、破碎、被抛掷,最终形成倒锥形的凹坑,形成如图 4-8 所示的爆破漏斗。利文斯顿于 1956 年提出的以能量平衡为准则的岩石爆破破碎爆破漏斗理论,对岩石爆破外部作用即爆破漏斗的形成与发展进行了较为定量的分析。他认为,炸药在岩体内爆破时传给岩石能量的多少和速度的快慢,取决于岩石性质、炸药性能、药包质量、炸药埋置深度和起爆方式等因素。在岩石性质一定的条件下,爆破能量的多少取决于装药质量,爆破能量的释放速度与炸药传爆速度密切相关。假设有一定质量的炸药埋于地表下很深的地方,它爆炸所释放的绝大部分能量被岩石吸收。当岩石吸收的能量达到饱和状态时,岩体表面开始产生位移、隆起、破坏,直至抛掷。没有达到饱和状态时,岩石只呈弹性变形,不被破坏。从爆破能量观点来看,药包埋设深度不变而药包质量改变,或者药包质量不变而埋深改变,都能够得到相同的爆破效果。给定药包质量而改变埋深,可以得到四个不同的爆破区域。

4.5.3.1 弹性变形

地表下埋置很深药包的爆破,是爆破的内部作用。爆破时地表岩石不会遭受破坏,爆炸能量完全消耗于药包附近药室壁的压缩(粉碎)和震动区的弹性变形。如令药包质量不变,则当药包埋置深度减小到某一临界值时,地表岩石开始发生明显破坏;脆性岩石将片落,塑性岩石将隆起。这个药包埋置深度临界值称为临界深度,用下式表示:

$$W_c = E_b Q^{1/3} \quad (4-24)$$

式中 W_c ——炸药埋置临界深度, m;

Q ——单个药包的炸药量, kg;

E_b ——岩石变形能系数, $\text{m/kg}^{1/3}$ 。

利文斯顿认为, E_b 的意义为在一定的装药量 Q 条件下,岩石表面开始破裂时岩石可能吸收的最大爆破能量。爆破能量低于此值时,岩石表面只产生弹性变形而无明显破坏;超过此能量限度,则岩石表面将由弹性变形转变为破裂。很明显地,临界深度是岩石表面呈弹性变形状态的上限。

如果岩石和炸药的性质固定不变,则 Q 值大时 W_c 值也大, Q 值小时 W_c 值也小。 W_c 值同 $Q^{1/3}$ 值之比为一个固定不变的常数,这个常数就是变形能系数 E_b 。相反,当岩石性质不同时, E_b 也有不同的值。加拿大工业有限公司 CIL 在一个铁矿中的实测值表明,几种不同岩石(矿石)的变形能系数值为 4.875~10.875 $\text{m/kg}^{1/3}$ 。如换用不同的炸药,则变形能系数也随之改变。

4.5.3.2 冲击破坏

如果药包质量不变,埋置深度由临界深度进一步减小,则因最小抵抗线减小,地表岩石的片落现象更加显著,爆破漏斗体积增大。当药包埋置深度减小到某一界限值时,爆破漏斗体积达到最大值。这时的埋置深度就是冲击破坏状态的上限,称为最适宜深度 W_0 。

所采用的埋置深度对临界深度之比定义为深度比,以 Δ 表示,则药包重心到岩石表面的距离即最小抵抗线的大小可表示为

$$W = \Delta E_b \sqrt[3]{Q} \quad (4-25)$$

式中 Δ ——深度比。

$$\Delta = \frac{W}{W_e}$$

式(4-25)为利文斯顿公式的一般方程。

当药包埋置深度为最适宜深度 W_0 时,最适宜深度比为

$$\Delta_0 = \frac{W_0}{W_e} \quad (4-26)$$

式中 W_0 ——最适宜深度, m;

Δ_0 ——最适宜深度比。

通过爆破漏斗试验可求出 E_b 及 Δ_0 的值,则当现场所有药量 Q 值为已知时,可以利用上式求出最适宜深度 W_0 ,以此作为最小抵抗线进行爆破即可获取最佳爆破效果。

$$W_0 = W_e \Delta_0 = \Delta_0 E_b \sqrt[3]{Q} \quad (4-27)$$

Δ_0 值随岩石性质的不同而差异很大。一般在脆性岩石中 Δ_0 值较小,为 0.5 左右;在塑性岩石中 Δ_0 值较大,接近于 1,此时爆破作用指数 $n=1$,形成的漏斗为标准抛掷爆破漏斗。

当装药埋置深度介于最适宜深度和临界深度之间,即 $W_0 < W < W_e$ 时, $n < 1$,形成的漏斗为减弱抛掷爆破漏斗和松动爆破漏斗。

4.5.3.3 碎化破坏

如果药包质量保持不变,药包埋置深度从最适宜深度继续减小,则地表岩石中生成的爆破漏斗体积也减小,而岩石碎块更细碎,岩块抛掷距离、空气冲击波和响声更大。当药包埋置深度继续减小到某值时,传播给大气的爆炸能开始超过岩石吸收的爆炸能。这个深度称为转折深度。

岩石呈碎化破坏状态的下限为最适宜深度,上限为转折深度。在此范围内的爆破都会生成或大或小的爆破漏斗。此时爆破作用指数 $n > 1$,形成的漏斗为加强抛掷爆破漏斗。

4.5.3.4 空气中爆炸

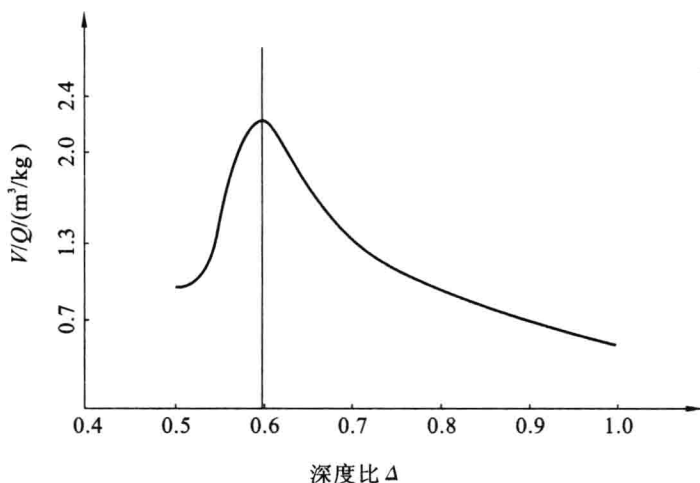
如果药包质量继续保持不变,而药包埋置深度从转折深度值继续减小,则岩石破碎加剧,岩块抛移更远,声响更大,爆破能量传给大气的比例更高,被岩石吸收部分的比例更低。其下限为转折深度,上限为 0,即药包完全裸露在大气中爆炸。

从上述四种形态来看,炸药爆炸的能量消耗在以下四个方面:岩石弹性变形,岩石破碎,岩块抛掷,以及噪声、地震和空气冲击波。一般消耗在岩石弹性变形上的能量是不可避免的,消耗在岩块抛移、飞散以及产生空气冲击波、噪声和地震的能量应尽可能避免或减小。

除弹性变形外,其他三种爆炸能量做功的形态都包含爆破漏斗的形式。当药包质量 Q 值固定不变时,爆破生成漏斗的体积依埋置深度而变化,漏斗体积的大小对爆破效果有重要意义。为了弄清漏斗的特性,必须进行爆破漏斗试验,对不同埋置深度下漏斗的体积进行精确测量。漏斗体积同埋置深度的关系是:埋置深度由大到小变化时,漏斗体积由小到大变化。埋置深度为最适宜深度时,漏斗体积达到最大。此后,埋置深度进一步减小,则漏斗体积又逐渐减小。

为了比较全面地描述爆破漏斗的特性,常常需要绘制爆破漏斗体积同药包埋置深度之间的关系曲线。为了消除由于药包质量 Q 的变化而引起的曲线变化,可以采用比例爆破漏斗体积 V/Q (即单位药量所爆破的岩石体积)来代替爆破漏斗体积 V ,并用深度比来代替埋置深度。图 4-10 所示为铁燧石的 $V/Q-\Delta$ 曲线。

从爆破漏斗试验中可以得知,爆破漏斗体积 V 是药包埋置深度 W 的幂函数,对于标准抛掷爆

图 4-10 铁燧石的 $V/Q-\Delta$ 曲线图

破漏斗：

$$V = f(W^3) = f(W_e^3 \Delta^3) = W_e^3 \Delta^3 \quad (4-28)$$

式中 V ——标准抛掷爆破漏斗的体积, m^3 。

令 $\Delta^3 = ABC$, 则

$$V = ABCW_e^3 = ABCE_b^3 Q \quad (4-29)$$

或

$$\frac{V}{Q} = ABCE_b^3 \quad (4-30)$$

式中 A ——能量利用系数, 主要由药包实际埋置深度确定;

B ——岩石、炸药性质指数, 与岩石性质和炸药性质有关;

C ——应力分布系数, 取决于药包形状、装药结构、地质构造条件等因素。

利文斯顿爆破漏斗理论建立在一系列试验的基础上, 比较接近于实际, 故在爆破工程中得到了程度的应用。利文斯顿公式式(4-25)为破碎过程方程。

【例 4-1】 在一已知岩石中, 通过爆破试验得知一个 4.5 kg 重球状药包的最适宜深度为 1.5 m, 临界深度为 3.0 m。问变形能系数和最适宜深度比各是多少?

【解】 变形能系数值为

$$E_b = \frac{W_e}{\sqrt[3]{Q}} = \frac{3.0}{\sqrt[3]{4.5}} = 1.8 \text{ (m/kg}^{1/3}\text{)}$$

最适宜深度比为

$$\Delta_0 = \frac{W_0}{W_e} = \frac{1.5 \text{ m}}{3.0 \text{ m}} = 0.5$$

【例 4-2】 如果在例 4-1 所述的岩石中需使用一个 450 kg 重的球状药包, 最适宜深度应为多少? 如果在 30 m 深处理置药包进行最适宜深度爆破, 则应使用多大的药包?

【解】 450 kg 重的药包在该岩石中的最适宜深度值为

$$W_0 = \Delta_0 E_b \sqrt[3]{Q} = 0.5 \times 1.8 \times \sqrt[3]{450} = 6.9 \text{ (m)}$$

在 30 m 深处理置药包进行最适宜深度爆破, 药包量为

$$Q = \left(\frac{W_0}{\Delta_0 E_b} \right)^3 = \left(\frac{30}{0.5 \times 1.8} \right)^3 = 37037 \text{ (kg)}$$

4.6 光面爆破与预裂爆破

4.6.1 光面爆破与预裂爆破的基本概念

爆破的目的通常是破碎岩体,但有些工程结构对开挖边界有一定的质量要求,这时应避免主炮孔起爆产生的爆破应力波和高压气体对邻近围岩产生破坏,如露天边坡、深基坑周壁、地下工程围岩等要求开挖面平整光滑。为此,必须采用光面爆破与预裂爆破定向断裂控制爆破技术。

如图 4-11 所示,光面爆破是指沿开挖边界布置密集炮孔(即光面孔),在主爆区布置主炮孔,待主炮孔起爆后再起爆光面孔,以使开挖面保持平整光滑,围岩不受明显破坏的控制爆破技术。

如图 4-12 所示,预裂爆破是指首先起爆布置在开挖轮廓线上的密集孔(即预裂孔),形成一条贯穿裂缝(即预裂缝),然后按普通爆破顺序起爆主炮孔的爆破技术。

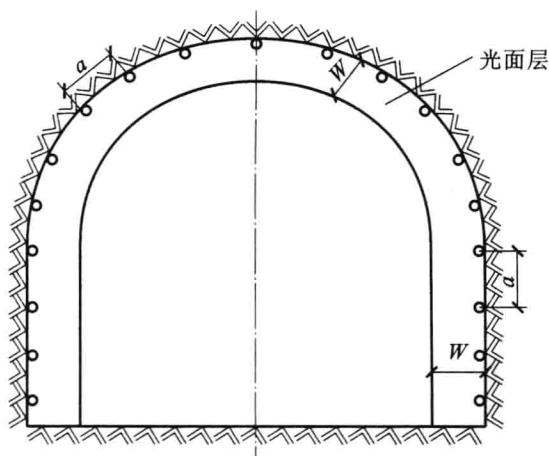


图 4-11 光面爆破示意图

W —光面层厚度; a —孔距

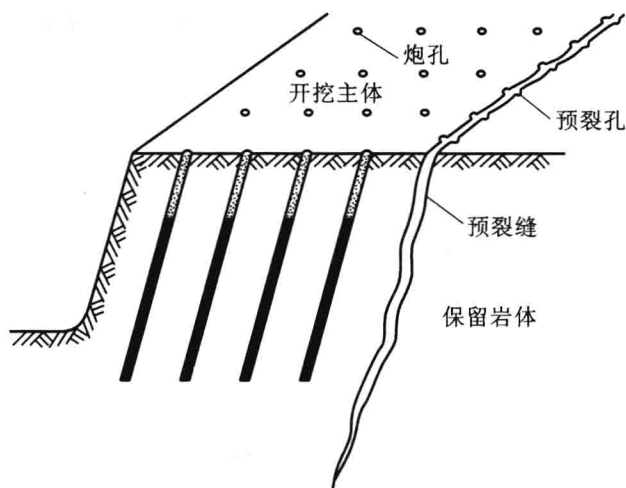


图 4-12 预裂爆破示意图

4.6.2 定向断裂控制爆破

4.6.2.1 单排多孔爆破的基本原理

如图 4-13 所示,当单排成组药包齐发爆破时,在最初的几微秒时间内,应力波以同心球状从各起爆点向外传播,经过一定时间后,相邻两药包爆轰引起的应力波相遇并相互叠加,沿炮孔连心线的 $\sigma_{\text{压}}$ 相互抵消,而两药包的 $\sigma_{\text{拉}}$ 合成为 $\sigma_{\text{合}}$ 。

应力波作用于岩石的时间虽然极其短暂,然而爆轰气体产物在炮孔中却能较长时间地维持高压状态。在这种准静态压力和相互叠加的切向拉应力 $\sigma_{\text{合}}$ 的作用下,在炮孔连心线上的各点均产生很大的切向拉应力,如图 4-14 所示。最大应力集中在炮孔连心线同炮孔壁相交处,拉伸裂隙首先出现在炮孔壁,然后沿炮孔连心线向外延伸。如果相邻两炮孔距离合适,裂隙会沿炮孔连线方向贯

通,同时使炮孔周围一定范围内的岩石破碎。为了达到光面爆破和预裂爆破的目的,必须保证爆破裂隙沿炮孔连线方向发展,抑制有些方向爆破裂隙的产生。

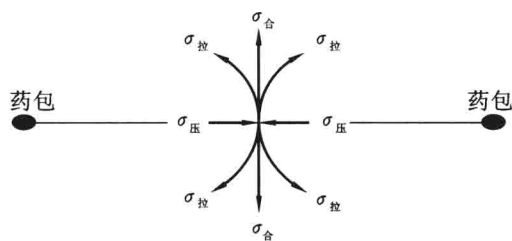


图 4-13 应力加强的分析

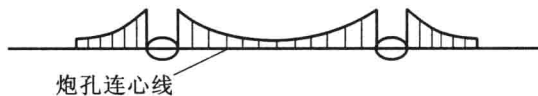


图 4-14 拉伸应力集中

定向断裂控制爆破是指通过控制定向孔爆破能量的作用过程和作用方向,使爆破裂隙沿预定方向发生和发展,同时使一侧或两侧的岩体不受或少受破坏的控制爆破技术。

4.6.2.2 定向断裂控制爆破的基本原理及措施

(1) 减弱爆破原理

定向断裂控制爆破的基本出发点是控制爆破能量的作用过程,尽量避免其对需要保护的岩体产生破坏作用。为此,必须应用减弱爆破原理,即抑制爆破应力波峰值和爆轰气体压力,使其在孔壁上产生的爆破应力小于或接近于岩石的强度,以避免压缩粉碎区和破裂区的形成,保证孔壁岩体不受明显破坏(常留下半个炮孔的痕迹)。为了实现减弱爆破,可采取如下措施:

① 减少装药量。装药量的大小直接影响到岩体破碎的程度。应严格控制装药量,消除压缩粉碎破坏,并控制放射状裂隙的产生。

② 不耦合装药。不耦合装药是指药卷与孔壁之间留有空气间隙的装药结构或炮孔轴向留有空气间隙的不连续装药。孔径 D 与药径 d 之比称为径向不耦合系数 K 。炮孔(除堵塞段外)与药包体积之比称为体积不耦合系数。为了避免压缩粉碎区和破裂区的形成,应采用较大的不耦合系数值(一般要求 $K \geq 2$)。

③ 采用低爆速、低密度炸药。低爆速和低密度炸药产生的爆破应力波峰值低,有利于防止保留岩体被破坏。

减弱爆破是爆破后能留下半个炮孔痕迹,使围岩免受损伤的前提。

(2) 应力叠加原理

根据减弱爆破原理,单孔爆破时爆破应力值应小于或接近岩石强度,不能形成或仅形成少量微裂隙。除此之外,定向断裂控制爆破还必须利用应力叠加原理,使爆裂面处的拉应力大于岩体抗拉强度,形成定向裂隙。定向孔均成排布置,并且同时起爆,属于单排孔的成组药包爆破。在炮孔连心线上既有应力波叠加作用,也有爆轰气体膨胀压力的叠加作用。

为了获得良好的爆破应力叠加作用,可以采用以下措施:

① 同时起爆。在同时起爆的炮孔连心线上,可以获得应力叠加作用,从而有利于定向裂隙的形成。当相邻两孔同时起爆后,爆轰气体似静压力叠加的结果是在定向孔连心线上的各点均产生切向拉应力,在连心线与孔壁相交处切向拉应力最大。当其大于岩石抗拉强度时,裂隙在孔壁处生成,并在气楔作用下沿孔间径向扩展、贯通。

若定向孔起爆时差较长,则应力波不可能在孔间相遇形成应力叠加;若起爆时差更长,先爆孔的爆轰气体压力已降到最小值时后爆孔才起爆,则爆轰气体似静应力场就失去了应力叠加作用,从而影响定向断裂控制爆破效果。所以,同时起爆的效果最好,微差爆破次之,同段秒延期起爆效果最差。

② 缩小孔间距。随着孔间距的减小,炮孔连心线上应力叠加作用增强,有利于定向裂隙的形成;孔距过大,将影响定向断裂控制爆破效果。

(3) 应力集中原理

① 空孔应力集中原理。爆破时,装药孔附近的空孔可起到应力集中作用。这使得裂隙只向距离装药孔较近的空孔发展。装药孔附近的空孔对裂隙起到了导向作用,并使其他方向上的裂隙受到抑制。

② 装药孔的应力集中原理。采用不耦合装药时,装药孔也具有空孔的应力集中性质。虽然定向断裂控制爆破均采用同时起爆,但是仍然存在有一定的时间误差。因此,后爆孔对先爆孔起到了导向空孔作用。

③ 其他应力集中措施。采用聚能药包和切缝药包的装药方法,可使炸药爆炸能量聚集于开挖轮廓线方向,在该方向的岩石中形成应力集中;在设计开挖方向上的孔壁上切槽,则炸药爆炸时在切槽尖端形成应力集中,从而可控制裂隙的发展方向。

(4) 侧向卸载原理

在炮孔连心线上形成的应力叠加或应力集中导致切向拉应变迅速增大的同时,伴随着侧向应力的释放,从而抑制了侧向裂隙的发展。

根据爆破方法或爆破要求的不同,定向断裂控制爆破又可分为光面爆破及预裂爆破等。

4.6.3 光面爆破及预裂爆破原理

光面爆破时,主炮孔首先起爆后留下光面层。一方面,光面层自由面为光面孔的爆破创造了条件:光面孔爆破时,在自由面方向上的爆破阻力最小,爆破应力波在自由面处形成反射拉伸作用,从而有利于光面层的爆落;另一方面,由于光面爆破采用了定向断裂控制爆破的各种措施,故可使保留一侧的岩体免受破坏,并形成平整光面。

光面层炮孔密集系数定义为

$$m = \frac{a}{W} \quad (4-31)$$

式中 a ——光面孔间距, m;

W ——光面孔最小抵抗线(光面层厚度), m。

该值大小对爆破后岩壁的不平整度影响很大;若该值过大,则光面裂隙还来不及贯通,各孔就已向自由面方向形成爆破漏斗,从而在孔间留下凹凸不平的破裂面;反之,若该值过小,则孔间裂隙过早形成,爆轰气体提前泄漏,使光面层破碎效果恶化,产生大块,甚至不能爆落光面层或孔间破坏严重而形成超挖。所以,在光面爆破时该值一般控制为 0.6~0.8 比较合适。其中,露天台阶爆破时一般取小值,地下工程爆破中一般取大值。

预裂爆破类似于光面爆破,即预裂孔距较小,同时起爆,减少装药,爆破后形成平整爆裂面。其区别仅在于光面孔在主炮孔之后起爆,而预裂孔在主炮孔之前起爆。由于预裂孔的爆破采用了定向断裂控制爆破措施,故会沿预裂孔连心线形成宽 1~2 cm 的平整而光滑的预裂缝,然后按普通爆

破的顺序起爆主炮孔。此时,预裂缝起到了避免主炮孔产生的爆破应力波和高压气体对围岩产生破坏的作用,通常可衰减 50%~80% 的能量。

4.7 微差爆破

4.7.1 微差爆破原理

微差爆破就是指顺序起爆的炮孔或炮孔组之间在时间上相差若干毫秒爆破的爆破方法。比起以秒为单位的秒差爆破,其延期时间要短得多,但又不同于同时起爆。实践证明,微差爆破具有爆破岩石块度小而均匀,炮孔利用率高,岩帮震动小、巷道规格好等特点。国内外许多学者对微差爆破原理进行了许多试验研究,提出了许多论点,但还难以用一种完整的论点加以概括,现对主要论点加以介绍。

(1) 自由面增多

微差爆破时,先起爆的炮孔相当于单孔漏斗爆破,在压缩波和反射拉伸波以及爆生气体的作用下,在岩石中形成破裂漏斗,为后继装药创造了一个新的自由面。同时在岩石中造成了一定的破坏,产生裂缝,这无疑又给后继装药提供了更多的大小不一、分布不规则的裂隙辅助自由面,从而增强了破岩作用,改善了破碎效果。

(2) 应力波叠加

第一组炮孔起爆形成爆破漏斗后的很短时间,第二组微差延期的炮孔装药紧跟着起爆。新形成的爆破漏斗侧边以及漏斗体外的细微裂缝和已形成的应力场,对后起爆的炮孔来说将是有利的破碎条件,相当于新增加自由面并处于应力状态下。同时,后起爆的炮孔最小抵抗线方向和爆破作用方向都有所改变,加强了入射压缩波和反射拉伸波在自由面方向上的岩石破碎作用。随着自由面的增加和岩石夹制作用的减小,爆破能量可较为充分地加以利用,从而有利于降低大块率,提高爆破效果。同时,先起爆炮孔形成的应力场在岩体内尚未消失前,后爆炮孔即起爆,两组炮孔的应力场相叠加,可增强应力波作用,也有利于提高爆破率。

(3) 岩块碰撞

当前一组炮孔起爆后爆飞的岩石还未降落时,后一组炮孔爆下的岩石向新形成的自由面飞散。两组炮孔爆飞的岩石发生互相碰撞,动能使其再次发生破碎,因而爆堆比较集中而又不会飞掷过远。

(4) 地震波干扰

由于相邻两组炮孔的起爆顺序相同,相邻炮孔以毫秒时间间隔起爆,故爆破产生的地震波能量在时间和空间上都分散。地震效应之所以能减弱,主要是因为错开了主震相的相位。这样,即使初震相或余震相可能叠加,也不致超过原来主震相的最大振幅。

根据实验,微差爆破的地震效应比一般爆破降低 $1/3 \sim 2/3$ 。对于不同的岩石和不同的爆破条件,相邻炮孔之间的爆破必须根据具体条件选择合理的微差间隔时间、爆破参数和起爆顺序,以改善爆破效果,提高炸药的能量利用率,并减轻对建筑物、构筑物的破坏。

4.7.2 合理微差爆破间隔时间的确定

合理微差爆破间隔时间的确定是保证微差爆破效果的关键。在露天爆破中,人们根据微差爆

破的作用原理、实验室模型试验及现场测试手段,建立了一系列微差爆破间隔时间的理论计算公式和经验公式。

(1) 由自由面假说确定微差爆破间隔时间

根据自由面假说确定出的合理露天矿微差爆破间隔时间为

$$T = T_1 + T_2 + T_3 \quad (4-32)$$

式中 T ——合理微差爆破间隔时间, s;

T_1 ——初始应力场发展到自由面的时间, s;

T_2 ——从岩石内形成裂缝到开始发生位移的时间, s;

T_3 ——从开始位移到形成自由面的时间, s。

当为单排间孔微差起爆时, T_1 、 T_2 、 T_3 可按以下各式计算:

$$T_1 = \frac{W}{C_p} \quad (4-33)$$

$$T_2 = \frac{W}{\eta_c v_c \cos \frac{\beta}{2}} \quad (4-34)$$

$$T_3 = \frac{k_3 W^2 \rho_m \tan \frac{\beta}{2}}{d_b} \quad (4-35)$$

式中 η_c ——岩体裂隙性系数, $\eta_c \leq 1$;

β ——爆破漏斗的锥顶角;

v_c ——裂隙扩展速度,其极限速度等于瑞利波波速, m/s;

k_3 ——试验时间系数;

ρ_m ——岩石的密度, kg/m³。

其大小主要和最小抵抗线、装药量、岩石性质及炸药种类等有关。目前,主要经验公式如下。

① 北京矿冶研究总院提出下列公式:

$$T = (1.25 \sim 1.8) Q^{1/3} + 9 \left(\frac{\rho_0 D}{\rho_m c_p} - 0.18 \right) Q^{1/3} + \frac{S_1}{v_p} \quad (4-36)$$

式中 S_1 ——破碎岩块脱离原岩体的距离,一般取 $S_1 = 0.01$ m;

v_p ——岩块运动平均速度,其值为 4.0~7.0 m/s。

② 长沙矿冶研究院根据试验结果提出以下经验计算公式:

$$T = (k_4 + k_5) Q^{1/3} + \frac{S_1}{v_p} \quad (4-37)$$

式中 k_4 ——正波历时系数, $K_1 = 1.25 \sim 1.80$;

k_5 ——负波历时系数。

其中:

$$k_5 = 9 \left(\frac{Z_0}{Z_m} - 0.18 \right)$$

式中 Z_0 ——炸药波阻抗, kg/(m²·s);

Z_m ——岩石波阻抗, kg/(m²·s)。

③ 长沙矿冶研究院还利用高速摄影观测得到:

$$T = \frac{W}{c_p} + 2.45 Q^{1/3} + 3.483 \times 10^{-5} W^2 \cdot \frac{\rho_m}{d_b} \quad (4-38)$$

(2) 由拉应力波叠加作用确定微差时间

若相邻两装药间隔一定时间起爆,当先爆破炮孔产生压缩波,使自由面方向的岩石或邻近炮孔间岩石产生拉应力,拉应力波从先爆破炮孔传播至后爆破炮孔时,后爆破炮孔立即起爆,这时可达到良好的爆破效果。因此,微差爆破间隔时间 T 为

$$T = \frac{W}{C_p} + t_p \quad (4-39)$$

式中 T ——微差时间, s;

t_p ——深孔内爆炸应力波在孔壁上的作用时间, s。

其中:

$$t_p = 5 \times 10^{-4} \sqrt{Q}$$

波克罗弗斯基给出的能增加爆破效果的合理时间间隔公式为:

$$T = \frac{\sqrt{a^2 + 4w^2}}{C_p}$$

研究表明,药包爆炸后 10 ms 岩石地表开始有明显的移动,接着在加速过程中形成鼓包,到 20 ms 时鼓包运动接近最大速度,到 100 ms 时鼓包严重破裂。因此,在一般微差爆破中选择 15~60 ms 时间间隔,可获得良好的爆破效果。

4.8 聚能效应

聚能效应早在 100 多年前就被发现,但是长期以来并没有引起重视。直到 20 世纪初,国外许多学者才对聚能现象作了较深入的研究,并在第二次世界大战中将其广泛应用于军事工业上。20 世纪 60 年代初期,美国、日本和苏联等国又将聚能药包爆破应用于石油开发、井巷掘进及金属切割等领域。

在日常生活中也能观察到一些聚能现象。例如,将石头投入水中时,水内形成空洞后,水向空洞中心运动,使空洞迅速闭合。在闭合的瞬间,相向运动的水发生碰撞、制动,产生很高的压力,将水向上抛出,形成一股高速运动的水流。这种靠空穴闭合产生冲击、高压,并将能量集中起来,在一定方向上形成较高能流密度的聚能流,称为空穴效应。

利用爆轰产物运动方向与装药表面垂直或大体垂直的规律,做成特殊形状装药,将爆轰产物聚集起来,提高能流密度,增强爆炸作用的效应称为聚能效应。聚集起来朝一定方向运动的爆轰产物称为聚能流。聚能流密集处是聚能流焦点,如图 4-15(a)所示。焦点处聚能流的运动速度

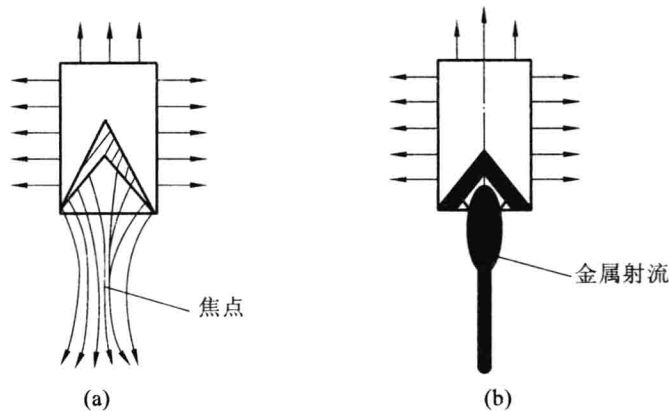


图 4-15 聚能效应示意图

和能流密度最大,相应地,破坏作用和穿透能力最强。过焦点后,聚能流迅速膨胀发散,速度和密度下降,聚能效应的破坏作用相应减弱。在爆炸中,不是所有炸药的爆轰产物都能形成聚能流,只有聚能穴周围部分炸药的爆轰产物才能形成聚能流。能形成聚能流的这部分炸药称为聚能装药的有效药量。

如图 4-15(b)所示,如果将聚能穴衬以金属制成的药型罩(也叫作聚能罩),则当炸药爆炸后的爆轰波传至药型罩时,向装药轴向汇集的爆轰产物将压缩药型罩使其闭合,能够起到加强射流的作用。从图 4-15(b)中能够很明显地看出,有药型罩比无药型罩聚能效果好。

4.8.1 聚能效应试验

为了进一步说明和认识聚能效应,我们不妨做一组不同形状药包的爆炸试验。如图 4-16 所示,试验用的药柱由 50/50 黑索金-梯恩梯铸成,直径为 30 mm,高为 100 mm,但底部形状不同,靶板均是中碳钢。这些不同形状的药柱引爆后,其穿透钢板的作用效果是不相同的,见表 4-2。

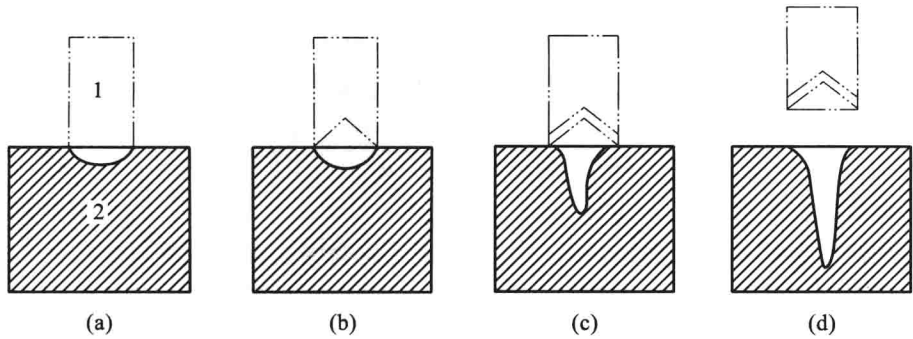


图 4-16 不同形状药包爆炸试验
1—药柱;2—靶板

表 4-2 不同形状药柱起爆穿透钢板效果			
试验号	药柱形状	药柱底与靶面距离/mm	穿透深度/mm
(a)	圆柱,平底	0	浅坑
(b)	圆柱,下有锥孔	0	6~7
(c)	圆柱,下有锥孔,有药型罩	0	80
(d)	圆柱,下有锥孔,有药型罩	70	110

上述试验结果说明,在某种特定药包形状的影响下,可以使爆炸能力在空间重新分配,大大增强对某一个方向的局部破坏作用。这种底部具有锥孔(也叫作聚能穴)的药包爆炸时对目标破坏作用显著增强的现象称为聚能效应。

4.8.2 聚能效应机理

为了解释聚能效应现象,可研究一下爆轰产物的飞散过程。如图 4-17(a)所示,圆柱形药柱爆轰后,爆轰产物沿近似垂直于原药柱表面的方向向四周飞散,作用于钢板部分的仅仅是药柱端部的爆轰产物,作用面积等于药柱端部面积。而带锥孔的圆柱形药柱则不同,当爆轰波前进到锥体部分时,其爆轰产物会沿着锥孔内表面的垂直方向飞出。由于飞出速度相等,药型对称,爆轰产物会聚集在轴线上,汇聚成一股速度和压力都很高的气流,称为聚能流[图 4-17(b)],它具有极高的速度、密

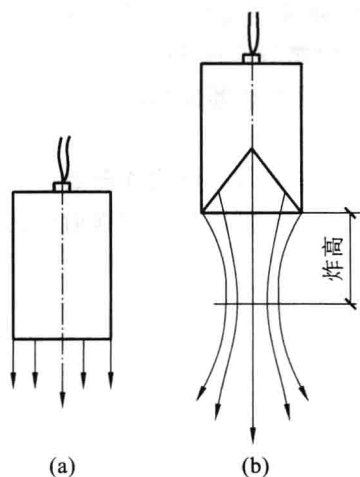


图 4-17 普通装药与聚能装药爆轰产物的比较

度、压力和能量密度。无疑地,爆轰产物的能量集中在靶板较小的面积上,在钢板上形成了更深的孔,这便是锥孔能够提高破坏作用的原因。

试验表明,锥孔处的爆轰产物向轴线汇集,下列两个因素在起作用:

① 爆轰产物质点以一定速度沿近似垂直于锥面的方向向轴线汇集,使能量集中;

② 爆轰产物的压力本来就很高,汇集时在轴线处形成更高的压力区,高压迫使爆轰产物向周围低压区膨胀,使能量分散。

由此可见,由于上述两个因素的综合作用,爆轰产物流不能无限地集中,而是在离药柱端面某一距离处达到最大的集中,随后就迅速地飞散开了。因此必须恰当地选择高度,以充分利用聚能效应。一般地说,对于聚能效应,能量集中的程度

可用单位体积能量——能量密度 E 来衡量。爆轰波的能量密度可用下式表示:

$$E = \rho \left[\frac{P}{(n-1)\rho} + \frac{1}{2}u^2 \right] = \frac{P}{n-1} + \frac{1}{2}\rho u^2 \quad (4-40)$$

式中 E ——爆轰波的能量密度, J/m^3 ;

ρ ——爆轰波波阵面的密度, kg/m^3 ;

P ——爆轰波波阵面的压力, MPa ;

u ——爆轰波波阵面的质点速度, m/s ;

n ——多方指数。

取多方指数为 3,根据波阵面上爆轰波参数之间的关系,可得:

$$P = \frac{1}{4}\rho_0 D^2, \quad \rho = \frac{4}{3}\rho_0, \quad u = \frac{D}{4}$$

代入式(4-40),则得

$$E = \frac{1}{8}\rho_0 D^2 + \frac{1}{24}\rho_0 D^2 \quad (4-41)$$

式(4-41)右边第一项为位能,第二项为动能,也就是说位能占 3/4,动能只占 1/4。而在聚能效应中,动能是能够集中的,位能则不能集中,反而起分散作用,所以只带锥孔的圆柱形药柱的聚能流能量集中程度不是很高,必须设法把能量尽可能转换成动能的形式,才能大大提高能量的集中程度。

实践表明,在药柱锥孔表面加一个药型罩(如铜、玻璃等)时,爆轰产物在推动罩壁向轴线方向运动过程中,就将能量传递给了药型罩。由于罩的可压缩性很小,因此内能增加得很少,能量的绝大部分表现为动能形式,这样就可避免高压膨胀引起的能量分散而使能量更为集中。同时,罩壁在轴线处汇聚碰撞时,可使能量密度进一步提高,形成金属射流以及伴随在它后面的一只运动速度较慢的杵体。如图 4-18 所示,细长的金属射流具有很高的动能,沿长度方向各质点存在一个速度梯度,即端部速度很高,为 7~8 km/s,甚至上万米每秒,其尾部速度则逐渐降低,至杵体只为 0.5~1.0 km/s。如果将炸药爆轰波波阵面的能量密度作为 1 进行比较的话,其药型罩壁的能量密度可达 1.4,而射流端部的能量密度则高达 14.4,可见药型罩的聚能作用是非常显著的。

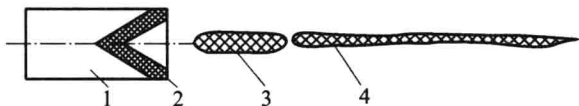


图 4-18 有罩聚能药包的射流与杆体

1—药柱;2—药型罩;3—杆体;4—射流

高速射流打在靶板上时,其动量变成高达数十万乃至百万大气压的压力。相比之下,靶板材质(钢)的强度就变得微不足道了。我们不妨将金属射流的破甲比拟为射流在液体中的高速运动。由此可见:

① 聚能效应的产生在于能量的调整、集中,它只能改变药柱某个方向的猛度,而没有改变整个药包的总能量。

② 由于金属射流的密度远比爆轰聚能流的密度大,能量更集中,所以有罩聚能药包的破甲作用比无罩聚能药包大得多,应用得更广泛。

③ 金属射流和爆轰产物聚能流都需要一定的距离来延伸。能量最集中的断面总是在药柱底部外的某点,由此断面至锥底的距离称为炸高。对位于炸高处的目标,破甲效果最好。

4.8.3 影响聚能装药爆破效果的因素

(1) 炸药性能

炸药性能是影响聚能爆破威力的根本因素。理论分析和试验结果都表明,聚能爆破威力随爆轰压力的增加而增加。为提高聚能爆破威力,可选用爆速较高、猛度较大的炸药。另外,装药密度越大,聚能爆破威力越大。

(2) 药型罩

药型罩的作用是将炸药的爆炸能量汇聚,从而提高聚能药包的聚能爆破威力。因此,在制作带药型罩的聚能药包时,必须对制作药型罩的材料、形状和其他参数进行正确的选取和设计。

① 材料。制作药型罩的材料要求其可压缩性小,密度大,塑性和延展性好;在形成射流的过程中不会汽化。大量试验结果表明,选用紫铜制作药型罩效果最好,其次是铸铁、钢和陶瓷。

② 形状。药型罩的形状应能形成良好的聚能效果,且形状简单、加工方便。药型罩的顶角以 $35^{\circ}\sim 60^{\circ}$ 为宜,其形状除锥形外,一般还有半球形、抛物线形、双曲线形、喇叭形和卵形等,常用的是半球形和锥形。

③ 壁厚。药型罩的壁厚对射流性能和聚能效果有显著的影响。每一种药型罩都有一个最佳壁厚,而最佳壁厚又随着药型罩的材料、锥角、直径及有无外壳的变化而变化。总的来说,药型罩的最佳壁厚随着药型罩材料密度的减小而增加,随锥角的增大而增加,随罩口直径的增加而增加。药型罩的壁厚一般取 $1.0\sim 2.5\text{ mm}$ 较好。

4.8.4 聚能效应的应用

聚能效应最早用于破甲弹,其被用来对付坦克。第二次世界大战以来,聚能装药在军事上的应用和研究极大地推动了它在工业领域的发展。目前,它在民用爆破中也得到了广泛应用。利用聚能效应可增强雷管底部的起爆能力,改善装药的殉爆、传爆性。

目前,民用爆破中采用的聚能装药主要有以下四种类型:

(1) 轴对称轴向聚能装药

其主要用于穿透性爆破,如岩石破碎,排除瞎炮,清除水下礁石和构筑物,处理矿山溜井卡塞和采场悬石等。

(2) 轴对称径向聚能装药

其主要用于光面爆破、预裂爆破、切割爆破和矫正石油钻孔弯斜的爆破。其主要类型有圆柱形双侧聚能装药,矩形双侧聚能装药等。

这种装药爆破的实质为:炸药起爆后,爆轰产生的冲击波和应力波优先集中作用于聚能穴方向的孔壁处,形成与聚能穴方向一致的径向预裂缝,爆生气体优先驱动预裂缝并使其加速扩展,从而实现控制孔壁岩石的开裂方向并形成光滑爆裂面的目的。

(3) 轴对称环向聚能装药

其主要用于震松岩石,破坏壁,剪切直径 1 m 以上岩心柱,处理孔内卡钻事故等。其主要类型有环向内圆聚能装药、环向外圆聚能装药、环向聚能切割装药等。

(4) 面对称聚能装药

其主要用于单向聚能切割,如打捞沉船、切割废旧钢铁制品、拆除爆破等。

4.9 装药量计算原理

4.9.1 体积公式计算原理

在一定炸药和岩石条件下,爆落土石方体积与所用装药量成正比。这就是体积公式计算原理。体积公式的形式为

$$Q = KV \quad (4-42)$$

式中 K ——单位体积岩石炸药消耗量, kg/m^3 。

4.9.2 集中药包的药量计算

4.9.2.1 集中药包标准抛掷爆破

根据体积公式计算原理,对于采用单个集中药包进行的标准抛掷爆破,其装药量可按照下式来计算:

$$Q_b = k_b V \quad (4-43)$$

式中 Q_b ——形成标准抛掷爆破漏斗的装药量, kg ;

k_b ——标准抛掷爆破单位用药量系数, kg/m^3 。

V 值的大小按下式确定:

$$V = \frac{1}{3} \pi \cdot r^2 \cdot W \quad (4-44)$$

对于标准抛掷爆破漏斗, $n = r/W = 1.0$, 即 $r = W$, 此时:

$$V = \frac{\pi}{3} \cdot W^2 \cdot W = \frac{\pi}{3} W^3 = 1.047 W^3 \approx W^3 \quad (4-45)$$

$$Q_b = k_b W^3 \quad (4-46)$$

4.9.2.2 集中药包非标准抛掷爆破

非标准抛掷爆破的装药量是爆破作用指数 n 的函数,可以把不同爆破作用的装药量用下面的

计算通式来表示:

$$Q = f(n)k_b W^3 \quad (4-47)$$

式中 $f(n)$ 为爆破作用指数函数: 对于标准抛掷爆破, $f(n) = 1.0$; 对于减弱抛掷爆破或松动爆破, $f(n) < 1.0$; 对于加强抛掷爆破, $f(n) > 1.0$ 。

$f(n)$ 具体的函数形式有多种, 各派学者的观点不一。对于抛掷爆破, 我国工程界应用较为广泛的是前苏联学者鲍列斯阔夫提出的经验公式:

$$f(n) = 0.4 + 0.6n^3 \quad (4-48)$$

由此可以得出集中药包抛掷爆破装药量的计算通式:

$$Q = (0.4 + 0.6n^3)k_b W^3 \quad (4-49)$$

应用式(4-49)计算加强抛掷爆破的装药量时, 结果与实际情况比较接近。但是, 当最小抵抗线 $W > 25.0$ m 时, 则计算出来的装药量偏小, 应乘以修正系数。

$$Q = (0.4 + 0.6n^3)\phi k_b W^3 \quad (4-50)$$

式中

$$\phi = \begin{cases} 1 & (W \leq 25 \text{ m}) \\ \sqrt{\frac{W}{25}} & (W > 25 \text{ m}) \end{cases}$$

对于集中药包松动爆破, 爆破作用指数函数 $f(n)$ 的一般取值范围为 $1/3 \sim 1/2$ 。

松动爆破的装药量公式可以表示为

$$Q_s = (0.33 \sim 0.5)k_b W^3 \quad (4-51)$$

4.9.2.3 单个延长药包药量的计算

(1) 延长药包垂直于自由面

如图 4-19 所示, 掘进隧道时, 炮孔爆破法的柱状装药就是延长药包垂直于自由面的一种形式。这种情况下炸药爆炸时易受到岩体的夹制作用, 但一般仍能形成倒圆锥形的漏斗, 只是易残留炮窝。

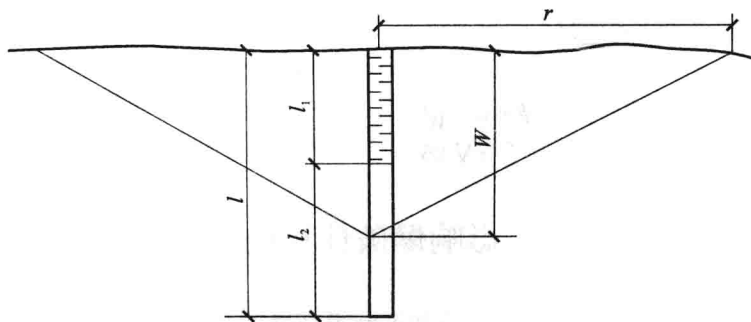


图 4-19 延长药包垂直于自由面起爆示意图

l —炮孔深度; l_1 —装药长度; l_2 —炮泥堵塞长度; r —爆破漏斗底圆半径

计算装药量时, 仍可按式(4-53)来计算。其中最小抵抗线 W 可取为

$$W = l_2 + 0.5l_1 \quad (4-52)$$

式中 l_1 ——装药长度, m;

l_2 ——炮泥堵塞长度, m。

(2) 延长药包平行于自由面

如图 4-20 所示, 深孔爆破靠近边坡炮孔的装药和峒室爆破采用的条形药包都是延长药包平行于自由面的具体形式。延长药包爆破后形成的爆破漏斗是一个 V 形横截面的爆破沟槽。

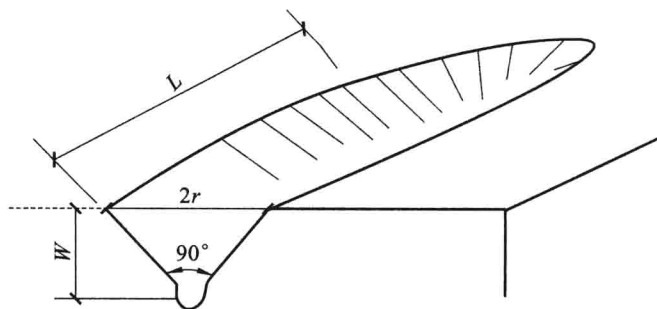


图 4-20 延长药包平行于自由面起爆示意图

设 V 形沟槽的开口宽度为 $2r$, 沟槽深度为 W , 当 $r=W$ 时, $n=r/W=1$, 称为标准抛掷爆破沟槽。

装药量可按下式计算:

$$Q = K_b V = f(n) k_b r W l = f(n) k_b W^2 l \quad (4-53)$$

式中 Q ——延长药包装药量, kg/m^3 ;

l ——延长药包装药长度, m 。

对于硐室爆破中使用的条形药包, 装药量的计算公式可以表示为

$$Q_t = \frac{Q}{l} = f(n) k_b W^2 \quad (4-54)$$

式中 Q_t ——条形药包单位长度装药量, kg/m 。

延长药包爆破作用指数 $f(n)$ 和集中药包爆破作用指数在含义和形式上是不相同的, 形式也多种多样, 我国使用较多的是前苏联学者鲍列斯阔夫提出的经验公式:

$$f(n) = \frac{0.4 + 0.6n^3}{0.55(n+1)} \phi \quad (4-55)$$

式中 ϕ ——系数:

$$\phi = \begin{cases} 1 & (W \leq 25 \text{ m}) \\ \sqrt{\frac{W}{25}} & (W > 25 \text{ m}) \end{cases}$$

4.10 影响爆破作用的因素

在爆破工程中, 要想达到预期的爆破效果和不断提高爆破效率, 必须对影响爆破作用的各种因素尽可能作出全面而正确的分析, 从而进一步充分利用有利因素, 以实现爆破工作高速、高效、低成本、高质量的要求。

影响爆破作用的因素很多, 目前对这方面所作的研究还很不够。本节将就其中某些问题进行阐述。

4.10.1 炸药性能

破碎岩石主要靠炸药爆炸释放出来的能量。增加炸药爆热和密度, 可以提高单位体积炸药的密度; 反之, 必然导致单位体积炸药能量密度的降低, 增加钻孔工作量和成本。增大炸药的化学参数和密度, 可提高理想爆速。对于单质猛性炸药, 当药包直径一定时, 爆速随密度的增大而

增大,二者呈线性关系。对于工业炸药而言,二者的关系比较复杂,在直径一定时炸药的爆速先随密度的增大而增大,但达到一定的极限后再增加密度,爆速反而会降低。

爆速也是炸药性能的主要参数之一。不同爆速的炸药在岩石中爆炸可激起不同的应力波参数。对于坚固的岩石,使用高爆速的乳化炸药与低爆速的铵油炸药,爆破效果明显不同。采用高密度炸药是提高爆破效果的有效途径。

4.10.1.1 炸药爆炸能量利用率

炸药是爆破做功的能源,它通过爆轰波和爆轰气体产物膨胀作用的形式传递爆炸能量,从而使岩石破坏。但是,实际用于破碎岩石的能量只占爆炸全部做功的一小部分。根据试验测定,一般认为它只占炸药能量的10%左右。因此,提高炸药能量利用率对于进一步有效地破碎岩石是大有益处的。

如不考虑炸药的热损失,炸药爆炸做功的主要形式有:使药包周围近区内的岩石产生强烈的塑性变形和粉碎;克服岩石内聚力与摩擦力,使岩石从岩体中分离出来并分裂成为碎块;将破碎岩块推移或抛掷出去;在破坏区外的岩体中造成爆破地震以及在空气中产生空气冲击波和声响等。设法改变上述各种效应的能量比例,就可以提高炸药能量的有效利用率。

4.10.1.2 爆轰压力

炸药的爆轰压力是影响岩石爆破效果的重要因素之一,对于破碎、坚韧、密实的岩石更是如此。爆轰压力愈高,在岩石中激起的冲击波压力值愈高,以应力波传递的爆轰能量就愈多,因此,在岩石中可造成较大的应力和应变,有利于改善破碎效果。当然,爆轰压力并不是愈大愈好。过大的爆轰压力将造成药包周围近区岩石的过度粉碎而消耗较多的爆炸能,致使近区以外岩石的破坏效果变差。因此,爆轰压力以能满足应力波的强度使岩石破裂即可。

4.10.1.3 爆炸压力

它是爆炸性能对破碎岩石造成影响的又一个重要因素。由于炸药爆轰反应过程极为短暂,常在岩石破碎过程尚未完成之前即告结束,所以爆轰压力的作用时间远不如在后来达到峰值的爆炸压力作用时间长。在较软弱的岩石中爆破时,爆炸压力对于改善爆破效果显得更为重要。此时,裂缝在较低的应力作用下就开始出现,然后在较长时间的爆生气体作用下裂隙继续扩展与延伸。这样的能量分配更加合理。

4.10.2 岩石性质

波阻抗等于介质中声速同该介质密度的乘积。它表示介质在受到应力波作用时的相对位移量,并同炸药爆炸能量传播给岩石的效率有直接关系。因此,为了改善爆破效果,必须根据岩石的波阻抗值来选择炸药品种,以使它们的波阻抗值能够很好地相互匹配。试验表明,炸药的波阻抗值愈接近岩石的波阻抗值,则爆炸能量的传播效率愈高,因而在岩石中引起的应变值愈大。从前面的分析中我们知道,从土壤到硬岩的波阻抗值范围为 $2 \times 10^5 \sim 25 \times 10^5 \text{ g}/(\text{cm}^2 \cdot \text{s})$,而硝铵炸药的波阻抗值范围则为 $4 \times 10^5 \sim 7 \times 10^5 \text{ g}/(\text{cm}^2 \cdot \text{s})$ 。由此可以看出,对于中硬或坚硬岩石,选用的炸药波阻抗值愈高,其能量传播效果愈好。

图4-21所示为炸药波阻抗对岩石波阻抗的比值同炸药单位比能所引起的应变值之间的关系。

图中 H 表示应力波的波幅,即应变值的大小; NRT 表示炸药的比能,其中 N 为单位质量炸药爆轰时生成气体的摩尔数, R 为气体常数, T 为爆轰时的绝对温度。纵轴 $H/(NRT)$ 可以看作是爆破时

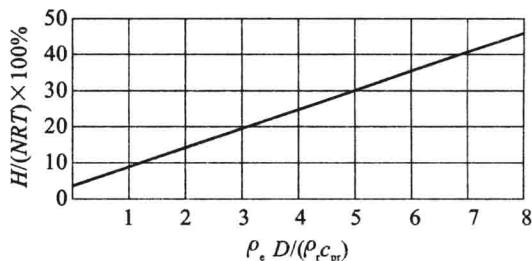


图 4-21 波阻抗对岩石应变的影响

炸药的单位比能在岩石中产生的应变值。横轴 $\rho_e D / (\rho_r c_{pr})$ 为炸药波阻抗和岩石波阻抗的比值, 其中 ρ_e 为炸药密度, D 为爆速, ρ_r 为岩石密度, c_{pr} 为岩石中纵波传播速度。从图中可以看出, 随着 $\rho_e D / (\rho_r c_{pr})$ 比值的增大, 应变值也增大。这对于在特定岩石中进行爆破时选择炸药的性能是很重要的。

矿山工程爆破中, 通常将药包密闭在炮孔中进行爆破。爆轰波到达孔壁岩石表面时, 给予岩石以猛烈的冲击, 并在岩石中激发出新的冲击波。这一冲击波波阵面因岩石波阻抗的不同而不同: 波阻抗值大的岩石, 在孔壁上产生的压力高, 故其值取决于爆轰波参数和岩石性质。同应力波入射时产生透射波引起的介质应力计算方法类似, 此压力可用以下公式计算:

$$P_m = 2\rho_r c_{pr} \cdot \frac{P_{C-J}}{(\rho_r c_{pr} + \rho_e D)} \quad (4-56)$$

式中 P_m ——孔壁上冲击波初始波阵面压力, MPa;

c_{pr} ——岩石中纵波传播速度, km/s;

P_{C-J} ——炸药爆轰压力, MPa。

根据对耦合状况的分析可知, 由于炸药和岩石的波阻抗约为空气波阻抗的 10^4 倍, 故在不耦合状况下爆炸能从炸药传播到空气, 再由空气传播到岩石的过程中将发生严重衰减。只要药包和孔壁之间存在空气间隙, 药包爆轰的冲击波效应就要削弱很多。这一规律被利用在控制爆破上。

4.10.3 结构面对深孔爆破的影响

4.10.3.1 炮孔沿岩层走向布置

岩层的分布种类繁多, 现选择四种情况予以说明。

图 4-22 和图 4-23 所示均为炮孔沿岩层走向布置, 但两者爆破效果截然不同。前者后冲较小,

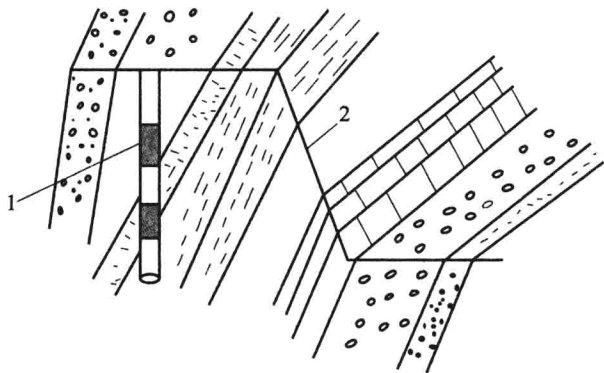


图 4-22 台阶坡面与岩层面相交布置

1—炮孔; 2—台阶坡面

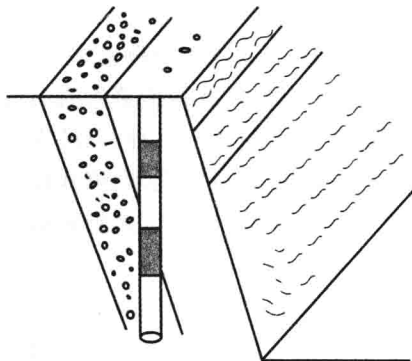


图 4-23 太极坡面与岩层面平行布置

岩体位移也小,爆堆高,台阶底部阻力大;后者后冲较大,爆堆较低,除岩层倾角小于设计台阶坡面角较多的情况以外,一般不易产生“根底”。

4.10.3.2 炮孔与岩层走向斜交或垂直布置

炮孔与岩层走向斜交或垂直布置如图 4-24 所示。沿台阶面的岩层多,且各岩层的力学性质差别较大,将产生不等的后冲和不规则的台阶坡面,爆破效果不佳。

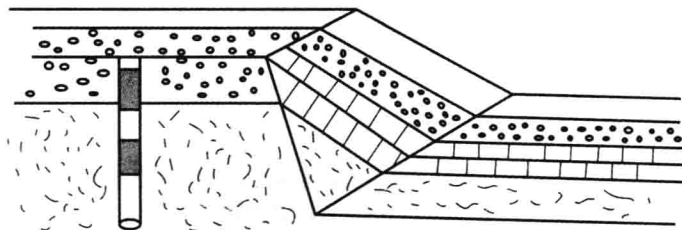


图 4-24 炮孔与岩层走向斜交或垂直布置

4.10.3.3 水平岩层时,炮孔与岩层面垂直布置

水平岩层时,炮孔与岩层面垂直布置如图 4-25 所示。爆破后可形成接近 90° 的台阶坡面角,沿药包长度方向的抵抗线相等,爆破块度比较均匀,且不易产生“根底”。爆破条件较理想。

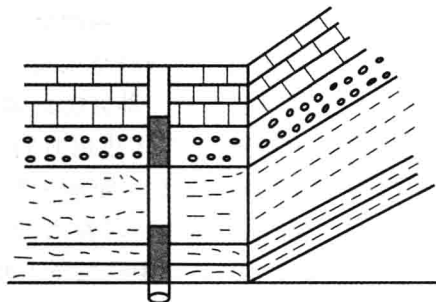


图 4-25 水平岩层时,炮孔与岩层面垂直布置

4.10.4 自由面的大小与方向的影响

自由面的作用归纳起来有以下三点:

① 反射应力波。当爆炸应力波遇到自由面时发生反射,压缩应力波变为拉伸应力波,从而引起岩石的片落和径向裂隙的延伸。

② 改变岩石的应力状态及强度极限。在无限介质中,岩石处于三向应力状态,而自由面附近的岩石处于单向或双向应力状态,故自由面附近的岩石强度接近于岩石单轴抗拉或抗压强度,比在无限介质中承受爆破作用时的相应强度减小几倍甚至上百倍。

③ 自由面是最小抵抗线方向,应力波抵达自由面后,自由面附近的介质运动因阻力减小而加速,随后而到的爆炸气体进一步向自由面方向运动,形成鼓包,最后破碎、抛掷。

自由面的存在有利于岩石破碎。其中,自由面的大小和数目对爆破作用效果的影响更为明显。自由面小,个数少,爆破作用受到夹制作用大,爆破困难,单位炸药消耗量增高。

自由面的位置对爆破作用也会产生影响。炮孔中的装药在自由面上的投影面积愈大,愈有利

于爆炸应力波的反射,对岩石的破坏愈有利。如果在一个自由面的条件下垂直于自由面布置炮孔,那么在这种条件下装药在自由面上的投影面积小,所以爆破破碎范围很小,如图 4-26(a)所示;如果炮孔与自由面成斜交布置,那么装药在自由面上的投影面积比较大,爆破破碎范围也就会比较大,如图 4-26(b)所示。

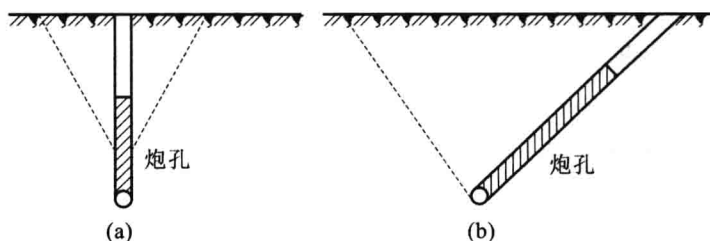


图 4-26 炮孔与自由面的相对位置对爆破的影响

(a) 垂直布置炮孔;(b) 倾斜布置炮孔

4.10.5 装药结构

4.10.5.1 空气间隙装药

从模型实验和实际工程中对爆破过程的观测得知,装药结构的改变可以引起炸药爆炸性能的改变,从而影响爆炸能量的有效利用率。

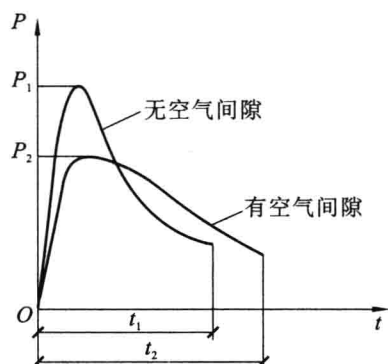


图 4-27 空气间隙对 $P-t$ 曲线的影响

在炮孔中预留空隙的空气间隙装药,爆破时可以降低孔壁受到的压力。爆破时空气间隙起着弹簧的作用,把初始阶段爆轰气体产物中的一部分能量储存在空气中,这样就使得炮孔初始压力稍低,而气体作用时间得以延长。在爆轰的后阶段中,受压空气将储存的大量能量释放出来做功。

从图 4-27 中可以看出:当孔内药包周围无预留空气间隙时,爆生气体作用炮孔壁压力峰值为 P_1 ,作用时间为 t_1 ;当孔内药包周围有预留空气间隙时,爆生气体作用炮孔壁压力峰值为 P_2 ,作用时间为 t_2 。在这里, $P_1 > P_2$,而 $t_2 > t_1$ 。根据前面的分析,空气间隙有利于改善爆破效果。

从图 4-27 中可以看出:当孔内药包周围无预留空气间隙时,爆生气体作用炮孔壁压力峰值为 P_1 ,作用时间为 t_1 ;当孔内药包周围有预留空气间隙时,爆生气体作用炮孔壁压力峰值为 P_2 ,作用时间为 t_2 。在这里, $P_1 > P_2$,而 $t_2 > t_1$ 。根据前面的分析,空气间隙有利于改善爆破效果。

空气间隙可有下列两种结构形式:

(1) 沿炮孔轴向留空气间隙

这种装药的特点是结构简单,可使炮孔长度上的药量分布和爆破所得块度更加均匀,从而可使单位炸药消耗量下降。这种结构多用于深孔崩矿。

(2) 沿药卷周边留环状间隙

这种装药结构能比较均匀地降低炮孔壁上所承受的峰值压力,有助于保护孔壁不受径向裂隙的破坏。这种结构多用于预裂爆破、光面爆破等控制爆破。

试验表明,采用空气间隙装药具有下列优点:

- ① 降低大块产出率,改善破碎岩矿均匀度,从而可使装岩效率得到提高;
- ② 降低单位炸药消耗量;
- ③ 新自由面受到较少破坏。

在加强抛掷爆破中,空气间隙装药的优点尤其显著。

爆破效果受多方面因素制约,采用空气间隙装药进行爆破时必须根据岩石性质、爆破要求和炸药性能等条件加以考虑。例如,在坚韧难爆的岩石中,炸药爆速或装药密度过低将导致破碎能力下降。因此,正确选用空气间隙的大小是极为重要的。马尔钦卡等人主张,在露天台阶深孔爆破时,空气间隙长度与药包长度的最优比值为 $l_{\text{空}}/l_{\text{药}}=0.14\sim0.17$ 。岩石愈难爆,取值应愈小。

4.10.5.2 不耦合装药

前面曾经提到,波动(应力波或冲击波)从一种介质传播到另一种介质时,常因波的反射而发生衰减,因此药包同岩石的耦合状况非常重要。所谓“不耦合系数”是指炮孔直径与药包直径的比值,它反映药包在炮孔中同炮孔壁接触的情况。当药包完全填满炮孔整个断面时,不耦合系数达到其最小值 1。这时药包的爆轰波可以直接传播到岩石中去,而不经药包和孔壁之间通常存在的空气间隙,这样就可以避免能量传播时的无效消耗。如图 4-28 所示,根据实验资料,爆破时岩石的相对应变值近似地同不耦合系数的 1.5 次幂成反比。例如,同样使用 76 mm 直径的药包进行爆破,炮孔直径由 76 mm 改变为 152 mm 时,爆轰波幅值减小 2/3。对于爆速和爆炸压力取决于约束条件的炸药,不耦合系数的影响尤为显著,因为爆炸压力随不耦合系数值的增大而降低。

从图 4-29 中可以看出,随着不耦合系数值的增大,炮孔壁上的切向最大应力值急剧下降。

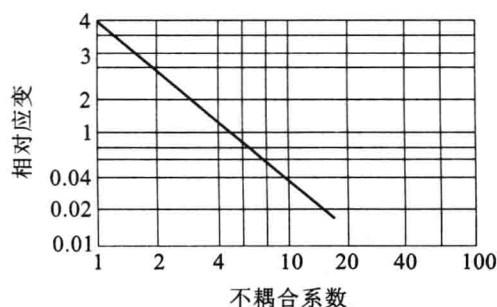


图 4-28 相对应变与不耦合系数的关系

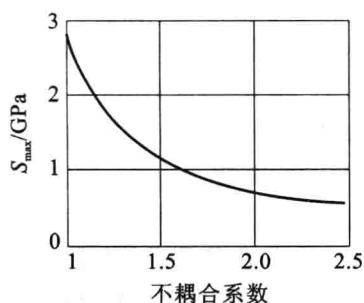


图 4-29 不耦合系数与炮孔壁最大应力间的关系

4.10.5.3 堵塞

裸露药包爆破时,爆轰气体产物迅即扩散,此时紧贴药包岩石破坏的主要原因是爆轰波。良好的堵塞可以阻止爆轰气体产物过早地从装药空洞中冲出,从而可保证在岩石破裂之前使装药空洞内保持高压状态,这样可大大增加有效破碎能量,如图 4-30 所示。一般在堵塞良好的炮孔中,爆速和殉爆距离都会显著提高,使用爆速较低的炸药时效果尤为显著。因此,在一般情况下堵塞质量很重要。通常不用稀软的泥土作炮泥,因为它在高压之下极易被冲掉。炮泥应用砂和泥按适当的比例混合制成。

应当指出,有人主张在使用高爆速猛炸药(如胶质硝化甘油炸药)时,可以不必进行堵塞;有的爆破工甚至在用爆速不是很高的铵油炸药进行反向爆破时,不加堵塞仍可获得成功。分析原因,其实质是反向爆破时,起爆点设在炮孔底部,待爆轰波传到炮孔口部时,岩石已经沿最小抵抗线方向发生破裂和破碎。

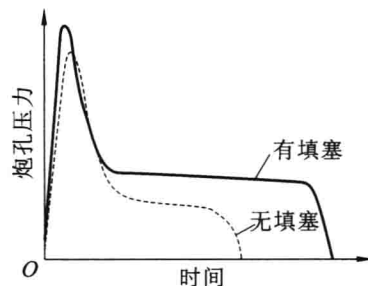


图 4-30 堵塞对孔壁压力的影响

实际上,最后装填并筑紧的几卷炸药在爆轰的初始阶段兼起了炮泥的作用。在这种情况下,如将炮孔口的炸药卷换成炮泥塞紧,很可能也会取得相同效果。

在有可燃性矿尘或瓦斯的矿井内进行爆破时,从安全的角度出发,必须要求将炮孔堵塞结实。此外,使用包装药卷的废纸作堵塞物虽然很省事,但是由于纸和石蜡、沥青等成分能参与爆炸反应而产生有毒有害气体,因此还是应以泥砂质炮泥将药卷同废纸隔离为宜。

在药室爆破特别是加强抛掷爆破中需要着重利用爆轰气体的推力作用,这时堵塞质量就显得格外重要。所以,必须保证爆轰气体不致从导洞中冲出。

4.10.5.4 起爆药包位置的影响

采用柱状装药时,起爆药包的位置决定着炸药起爆以后爆轰波的传播方向,也决定了爆炸应力波的传播方向和爆轰气体的作用时间,所以对爆破作用会产生一定的影响。

根据起爆药包在炮孔中的位置不同,可分为三种不同的起爆方式:第一种是起爆药包装于孔底,雷管的聚能穴朝向孔口,称作反向起爆;第二种是起爆药包装于孔口附近,雷管的聚能穴朝向孔底,称为正向起爆;第三种是多点起爆,即在长药包中于孔口附近和孔底分别放置起爆药包。

实践证明:反向起爆能提高炮孔利用率,减小岩石的块度,降低炸药的消耗量,改善爆破作用的安全条件。反向起爆取得良好效果的原因可以解释如下:

(1) 提高了爆炸应力波的作用

从孔底起爆时,爆炸应力波在传播过程中将叠加成一个高压应力波朝向自由面,这就使得在自由面附近形成强烈的拉伸应力波,从而提高了自由面附近岩石的破碎效果。正向起爆的情况与它恰恰完全相反,叠加后的应力波不是指向自由面,而是指向岩体内部,这使得应力波的能量被无限的岩体所吸引,从而降低了对岩石的破碎作用。

(2) 增长了应力波动压和爆轰气体静压的作用时间

如图 4-31 所示,在其他条件相同时,从图 4-31(a)中的 A 点进行正向起爆和从图 4-31(b)中的 B 点进行反向起爆时,爆炸应力波分别向自由面传播并在自由面处产生反射。从图中可明显看出,从起爆到反射波各自回到 A 点的时间,反向起爆比正向起爆推迟了一段时间。在这段时间内,岩石在应力波和爆轰气体的作用下能产生更多的裂隙,可使裂隙得到进一步的扩大和延伸。与此相反,正向起爆时反射波到达 A 点后,在反射拉伸波的作用下,过早地产生了与自由面贯通的裂隙,使炮孔中的爆炸气体过早地外逸,从而降低了破碎效果,还影响了下段药柱的稳定传爆,容易造成残孔。

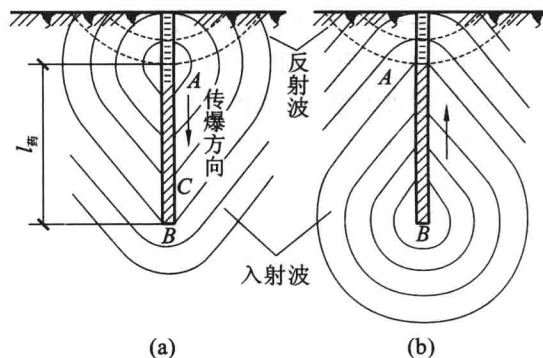


图 4-31 起爆方向与应力波之间的关系

(a) 正向起爆; (b) 反向起爆

(3) 增大了孔底的爆破作用

岩石抵抗爆破的阻力随着孔深的增大而增大,孔底部分的抗爆阻力最大,要破碎这部分岩石,需要消耗较多的能量。若采用正向起爆,孔口容易过早地产生裂隙,爆炸气体容易沿裂隙逸出,所以作用在孔底的压力会明显降低,而且爆炸气体作用的时间也缩短了,影响了孔底部分岩石的破碎效果。若采用反向起爆,则爆炸气体在岩石破裂之前一直被密封在炮孔内,所以作用在岩石上的压力较高,作用时间也较长,从而有利于岩石的破碎。

目前,我国进行深孔台阶爆破时多采用多点起爆。每孔装两个起爆药包,分别置于距孔口和孔底各 $1/3$ 处,这可以充分提高爆炸能量利用率。

【知识归纳】

(1) 爆炸对岩石的破坏主要是爆轰气体、应力波及反射拉伸波共同作用的结果。根据爆破类型的不同,炸药爆炸对周围岩石的破坏分为内部作用和外部作用。内部作用是炸药埋置较深时地表无可见破坏时的破坏形式。压缩粉碎区、破裂区、震动区是表征炸药爆炸时对周围介质破坏程度和破坏范围的三个区。

(2) 爆破漏斗是外部作用时工程爆破中最常见的形式。爆破漏斗理论是工程爆破中合理选择爆破类型、选择相关参数和确定装药量的理论基础。按爆破作用指数的不同,爆破漏斗可分为加强抛掷爆破漏斗、标准抛掷爆破漏斗、加强松动爆破漏斗和松动爆破漏斗四种类型。在工程爆破中,可根据爆破施工的目的确定并选择相应的装药量计算公式。最小抵抗线和装药量是影响爆破外部作用的重要因素。

(3) 断裂控制爆破就是指通过减小单孔装药量及炮孔间距,或采用聚能药包和切缝药包,保证成组药包同时起爆,使爆炸应力波沿炮孔连心线方向有效叠加并产生应力集中,保证岩体沿炮孔连心线方向断裂,而其他方向岩体不产生破裂。根据断裂控制爆破原理,光面爆破和预裂爆破在工程中得到了广泛应用。微差爆破时,由于前段装药起爆为后续装药起爆准备了自由面、岩体中应力波的相互干涉、爆落岩石的相互碰撞,使得岩体得到了充分破碎,同时降低了爆破震动、飞石、噪声等有害效应。选择合理微差爆破间隔时间对于改善爆破效果至关重要。炸药性能、岩石性质、爆破条件和工艺等对爆破效果的影响较为显著。

(4) 重要概念:爆破破岩;爆炸应力波;爆炸冲击波;爆生气体;爆破外部作用;爆破内部作用;自由面;最小抵抗线;爆破漏斗;爆破作用指数;利文斯顿爆破漏斗理论;装药量计算原理;聚能效应;断裂控制爆破;光面爆破;预裂爆破;微差爆破;爆破效果影响因素。

【独立思考】

- 4-1 简述岩体中爆炸应力波、冲击波的形成及其特点。
- 4-2 简述爆破的内部作用及外部作用(爆破漏斗的形成过程)。
- 4-3 绘图说明爆破漏斗的几何要素。
- 4-4 简述利文斯顿爆破漏斗理论的意义。
- 4-5 简述爆破漏斗的分类及对工程爆破的意义。
- 4-6 简述自由面及最小抵抗线对工程爆破的意义。
- 4-7 简述光面爆破和预裂爆破的区别。
- 4-8 简述光面爆破和预裂爆破成缝机理。
- 4-9 简述工程爆破装药量计算原理。

4-10 简要说明爆破时岩石破坏机理的三类学说。

4-11 简述微差爆破的原理及优点。

4-12 简述影响爆破作用的因素。

4-13 简述聚能效应原理及其应用。

4-14 名词解释:波阻抗;爆破作用指数;压缩粉碎区;破裂区;片落区;抛掷爆破;松动爆破;临界埋深;最优埋深;炮孔密集系数;聚能装药;预裂爆破;微差爆破;集中装药;柱状装药。

【参考文献】

[1] 王文龙. 钻眼爆破. 北京:煤炭工业出版社,1984.

[2] 王树仁,程玉生. 钻眼爆破简明教程. 徐州:中国矿业大学出版社,1989.

[3] 徐颖,宗琦. 地下工程爆破理论及应用. 徐州:中国矿业大学出版社,2001.

[4] 张云鹏. 爆破工程. 北京:冶金工业出版社,2011.

[5] 东兆星,邵鹏. 爆破工程. 北京:中国建筑工业出版社,2005.

[6] 王玉杰. 爆破工程. 武汉:武汉理工大学出版社,2007.

[7] 王海亮,王景春,蓝成仁,等. 铁路工程爆破. 北京:中国铁道出版社,2001.

露天爆破

课前导读

▽ 内容提要

本章主要介绍了岩石的物理和力学特性，岩石的坚固性和可爆性分级，地质条件对爆破作用的影响，露天浅孔爆破参数的计算，露天深孔爆破参数的计算，硐室爆破原理及设计，光面爆破和预裂爆破参数的计算。本章的教学重点是露天深孔爆破参数设计以及起爆方式和起爆网路的设计；教学难点在于地质条件对爆破作用影响的理解，光面爆破和预裂爆破参数的设计及选用。

▽ 能力要求

通过本章的学习，学生应了解与爆破工程相关的岩石物理性质和力学性质、岩石的坚固性及可爆性分级、地质条件影响爆破作用的机理、硐室爆破原理及设计，掌握露天浅孔爆破、深孔爆破、光面爆破和预裂爆破参数设计方法。

5.1 爆破工程地质

石土爆破与工程地质密切相关。在爆破过程中,必须既要考虑地质条件对爆破作用的影响,又要考虑爆破作用对爆区地质条件的改变和不良影响。与爆破关系密切的地质条件有地形、岩性、构造、水文、特殊地质条件等。

5.1.1 岩石的物理性质

(1) 孔隙率

天然岩石中包含着数量不等、成因各异的孔隙和裂隙,它们是岩石的重要结构特征之一。它们对岩石力学性质的影响基本一致,在工程实践中很难将两者分开,因此,将其统称为岩石的孔隙性,常用孔隙率 n 表示。

岩石的孔隙率 n 是指岩石中孔隙的总体积(气相、液相体积)与岩石的总体积之比,也称孔隙度。常见岩石的孔隙率一般为 $0.1\% \sim 30\%$ 。随着孔隙率的增大,岩石中冲击波和应力波的传播速度降低。

孔隙率 n 的计算公式为

$$n = \frac{V_0}{V} \times 100\% \quad (5-1)$$

式中 V_0 ——岩石中孔隙的总体积;

V ——岩石的总体积。

岩石孔隙的存在,削弱了岩石颗粒之间的黏结力而使岩石强度降低。孔隙率越大,岩石强度降低就越严重。岩石孔隙的存在,一方面使所需要的炸药能量降低,另一方面会因炸药爆炸的能量从孔隙中逸出而使爆破效果受到影响。

(2) 密度及容重

密度 ρ 是指构成岩石的物质质量 M 与该物质所具有的体积 $(V - V_0)$ 之比,即

$$\rho = \frac{M}{V - V_0} \quad (5-2)$$

容重 γ 是指岩石的质量 G 与包括孔隙在内的岩石体积 V 之比,即

$$\gamma = \frac{G}{V} \quad (5-3)$$

岩石的密度、容重主要影响岩石的破碎、抛掷、堆积和装运。一般来说,岩石的密度和容重越大,就越难以破碎,在抛掷爆破时需消耗越多的能量去克服重力的影响。

几种岩石的孔隙率、密度、容重见表 5-1。

表 5-1 几种岩石的孔隙率、密度、容重

岩石名称	孔隙率/%	密度/(t/m ³)	容重/(t/m ³)
花岗岩	0.5~1.5	2.6~2.7	2.56~2.67
玄武岩	0.1~0.2	2.8~3.0	2.75~2.90
辉绿岩	0.6~1.2	2.85~3.0	2.8~2.9
石灰岩	5.0~20	2.71~2.85	2.46~2.65

续表

岩石名称	孔隙率/%	密度/(t/m³)	容重/(t/m³)
白云岩	1.0~5.0	2.5~2.6	2.3~2.4
砂岩	5.0~25	2.58~2.69	2.47~2.56
页岩	10~30	2.2~2.4	2.0~2.3
板岩	0.5~1.5	2.3~2.7	2.1~2.57
片麻岩	0.5~2.0	2.9~3.0	2.65~2.85
大理岩	0.1~0.8	2.6~2.7	2.5
石英岩	45	2.65~2.9	2.54~2.85
黏土	30~50	1.6~2.1	1.6~2.0
砂子		1.5~1.7	1.4~1.6

(3) 岩石的碎胀性

岩石破碎成块后,因碎块之间存在空隙而使总体积增加,这一性质称为岩石的碎胀性,可用碎胀系数(又称松散系数) K 表示(其值一般为1.2~1.6)。 K 值是指岩石破碎后的总体积 V_1 与破碎前总体积 V 之比,即

$$K=\frac{V_1}{V}$$

(5-4)

由于岩石具有碎胀的性质,故地下爆破时需要有适当的碎胀空间。否则爆破夹制作用大,岩石得不到充分破碎,将严重影响爆破效果。

(4) 岩石的风化程度

岩石的风化程度是指岩石在地质内力和外力的作用下发生破坏疏松的程度。一般来说,随着风化程度的增大,岩石的孔隙率和变形性增大,其强度和弹性性能降低。所以,同一种岩石常常由于风化程度不同,其物理力学性质差异很大。岩石的风化程度根据《工程岩体分级标准》(GB 50218—1994)分为未风化、微风化、弱风化、强风化和全风化,见表5-2。

表 5-2 岩石风化程度的划分

名称	风化特征
未风化	结构构造未变,岩质新鲜
微风化	结构构造、矿物色泽基本未变,部分裂隙面有铁锰质渲染
弱风化	结构构造部分破坏,矿物色泽发生较明显变化,裂隙面出现风化矿物或存在风化夹层
强风化	结构构造大部分破坏,矿物色泽发生明显变化,长石、云母等多风化成次生矿物
全风化	结构构造全部破坏,矿物成分除石英外大部分风化成土状

5.1.2 岩石的力学性质

5.1.2.1 岩石的主要静力学性质

岩石的静力学性质可视为其在一定力场作用下性态的反映。岩石在外力的作用下将发生变形,这种变形因外力的大小、岩石物理力学性质的不同会呈现弹性、塑性、脆性性质。当外力增大至

某一值时,岩石便开始破坏,岩石开始破坏时的强度称为岩石的极限强度。因受力方式不同,极限强度有抗拉、抗剪、抗压等形式。岩石与爆破有关的主要静力学性质如下。

(1) 岩石的变形特征

- ① 弹性:岩石受力后发生变形,当外力解除后恢复原状的性能。
- ② 塑性:当岩石所受外力解除后,岩石没能恢复原状而留有一定残余变形的性能。
- ③ 脆性:岩石在外力作用下,不经显著的残余变形就发生破坏的性能。

岩石因其成分、结晶、结构等的特殊性,不像一般固体材料那样有明显的屈服点。脆性是坚硬岩石的固有特征。

(2) 岩石的强度特征

岩石强度是指岩石在受外力作用时发生破坏前所能承受的最大应力,是衡量岩石力学性质的主要指标。

- ① 单轴抗压强度:岩石试件在单轴压力下发生破坏时的极限强度。
- ② 单轴抗拉强度:岩石试件在单轴拉力下发生破坏时的极限强度。
- ③ 抗剪强度:岩石抵抗剪切破坏的最大能力。抗剪强度 τ 用发生剪断时剪切面上的极限应力表示,它与对试件施加的压应力 σ 、岩石的内聚力 c 和内摩擦角 φ 有关,即 $\tau = \sigma \tan \varphi + c$ 。

矿物的组成、颗粒间的黏结力、密度以及孔隙率是决定岩石强度的内在因素。试验表明,岩石具有较高的抗压强度、较小的抗拉和抗剪强度,一般抗拉强度比抗压强度小 90%~98%,抗剪强度比抗压强度小 87%~92%。

(3) 弹性模量

弹性模量 E 是指岩石在弹性变形范围内应力与应变之比。

(4) 泊松比

泊松比 μ 是指岩石试件单向受压时横向应变与竖向应变之比。

由于岩石组成成分和结构构造的复杂性,其还具有与一般材料不同的特殊性,如各向异性、不均匀性、非线性变形等。

表 5-3 中列出了部分常见岩石的力学性质。

表 5-3 部分常见岩石的力学性质

岩石名称	抗压强度/ MPa	抗拉强度/ MPa	抗剪强度/ MPa	弹性模量/ GPa	泊松比	内摩擦角/°	内聚力/ MPa
花岗岩	70~200	2.1~5.7	5.1~13.5	15.4~69	0.36~0.02	70~87	14~52
玄武岩	120~250	3.4~7.1	8.1~17	43~106	0.20~0.02	75~87	20~60
辉绿岩	160~250	4.5~11	10.8~17	67~79	0.16~0.02	85~87	30~55
石灰岩	10~200	0.6~11.8	0.9~16.5	21~84	0.50~0.04	27~85	30~55
白云岩	40~140	1.1~4.0	2.1~9.5	13~34	0.36~0.16	65~87	32~50
页岩	20~40	1.4~2.8	1.7~3.3	13~21	0.25~0.16	45~76	3~20
板岩	120~140	3.4~4.0	8.1~9.5	22~34	0.16~0.10	75~87	3~20
片麻岩	80~180	2.5~5.1	5.4~12.2	15~70	0.30~0.05	70~87	26~32
大理岩	70~140	2.0~4.0	4.8~9.6	10~34	0.36~0.16	75~87	15~30
石英岩	87~360	2.5~10.2	5.9~24.5	45~142	0.15~0.10	80~87	23~28

5.1.2.2 岩石的动力学特性

引起岩石变形及破坏的荷载有动载和静载之分,一般给出的岩石力学参数均为静载作用下的性质。普遍认为,在动载作用下岩石的力学性质将发生很大变化,它的动力学强度比静力学强度增大很多,变形模量也明显增大。例如,对辉长岩试件作静、动态加载试验后发现,其静力抗压强度为180 MPa,当动力加载至试件破坏的时间为30 s时抗压强度增大至210 MPa,加载至试件破坏的时间为3 s时抗压强度增大至280 MPa,相对于静载强度分别提高了17%和55%。

关于荷载的动态特性,根据试验研究结果,可用变形过程中的平均加载率或平均应变率来评价,见表5-4。

表 5-4

荷载种类比较

加载方式	稳定荷载	液压机	压气机	冲击杆	爆炸冲击
应变率/ s^{-1}	$<10^{-6}$	$10^{-6} \sim 10^{-4}$	$10^{-4} \sim 10$	$10 \sim 10^4$	$>10^4$
荷载状态	流变	静态	准静态	准动态	动态

显然,岩石在冲击凿岩或炸药爆炸的作用下,承受的是一种荷载持续时间极短、加载速率极高的冲击型典型动态荷载。

炸药爆炸是一种强扰动源,爆轰波瞬间作用在岩石界面上,使岩石的状态参数发生突跃式变化,形成强间断,并以超过介质声速的冲击波形式向外传播。随着传播距离的增大,冲击波能量迅速衰减转化为波形较为平缓的应力波。现场测试表明,爆源近区冲击波作用下岩石的应变率为 $10^{11} s^{-1}$,中、远区应力波传播范围内的应变率也达到了 $5 \times 10^4 s^{-1}$ 。爆炸冲击动载对岩石的加载作用与静载相比,有如下几个特点:

① 冲击荷载作用下形成的应力场(应力分布及大小)与岩石性质有关,而静载则与岩性无关。

② 冲击加载是瞬时性的,一般为毫秒级;静载则通常超过10 s。因此,静力加载时应力可分布到较深、较大的范围,变形和裂纹的发展也较充分。爆炸荷载以波的形式传播,加载过程转瞬即逝。

③ 爆炸荷载在传播过程中具有明显的波动特性,其质点除失去原有的平衡位置而发生变形和位移外,还在原位不断波动,因此,岩石的动载变形特征同静载变形特征有本质区别。岩石的变形能不论在哪种荷载作用下,从变形到破坏都是一个从获得能量到释放能量的过程。岩石的总变形能中,从能量观点、功能平衡原理分析,外力做功的静载变形能和波动引起的动载变形能几乎各占1/2,也就是说在爆炸冲击动载作用下,破坏岩石要消耗较多的能量。

表5-5所示为通过高速冲击荷载试验与在材料试验机上进行的静载试验所得的几种岩石动载、静载强度的比较。从表中可知,对于同一种岩石,其动载强度比静载强度高。表5-6则表示了

表 5-5

几种岩石的动载强度和静载强度试验比较数据

岩石	容重/ (kg/m^3)	应波平均 速度/(m/s)	抗压强度/MPa		抗拉强度/MPa		动载速率/ (MPa/s)	荷载持续 时间/ms
			静载	动载	静载	动载		
大理岩	2700	4500~6000	90~110	120~200	5~9	20~40	107~108	10~30
砂岩	2600	3700~4300	100~140	120~200	8~9	50~70	107~108	20~30
辉绿岩	2800	5300~6000	320~350	700~800	22~32	50~60	107~108	20~50
石英、闪长岩	2600	3700~5900	240~330	300~400	11~19	20~30	107~108	30~60

表 5-6 动载、静载试验条件下岩石特性的比较

岩石特性		大理岩	砂岩 A	砂岩 B	花岗岩
动载试验	应力率/(10^6 MPa/s)	0.17	0.14	0.15	0.15
	破坏应力/MPa	21.5	22	19	17
	破坏应变/ 10^{-6}	490	610	460	630
	弹性模量/ 10^4 MPa	5.1	6.4	4.0	3.0
静载试验	应力率/(MPa/s)	0.11	0.18	0.15	0.22
	破坏应力/MPa	5.3	8	2.9	5.3
	破坏应变/ 10^{-6}	145	410	370	510
	弹性模量/ 10^4 MPa	4.7	1.9	1.0	1.2

岩石在动载作用下的动力特性,其应力率比静载时大 10^6 倍,而破坏强度比静载时大 3~4 倍。但是,对于各种岩石,鉴于成岩条件不同、矿物颗粒的多样性、结构构造的复杂性,目前还难定量给出其动载特性的变化规律。

岩石的动载强度虽大幅度提高,但在实际爆破过程中岩石动力学特性的影响要低于岩体结构面的影响。

5.1.3 岩石分级

工程爆破中经常要求开挖一部分岩石而保留另一部分岩石。松软的岩石爆破容易,坚硬的岩石爆破困难;对于保留部分,松软的岩石容易受到爆破损伤,坚固的岩石则不易遭受爆破损坏;对于爆破后的边坡与围岩,松软的岩石稳定性差,坚固的岩石稳定性好。岩石的种类繁多,不同种类的岩石可爆性和坚固性差异很大,即使是同类岩石,结构构造不同,其物理力学性质也会有显著差异。所以,不但要了解岩石的种类,还需要对岩石进行分级,以便根据岩石的级别进行合理的爆破设计和工程预算。

5.1.3.1 岩石的坚固性与分级

坚固性是指材料抵抗外力造成破坏的能力。坚固性的概念同强度和硬度不同。强度是指材料在简单受力状况下,对所产生的基本应力的抵抗能力;硬度是指材料抵抗其他物体压入的能力。

目前,国内外岩石分级的方法很多,但使用最多的是普氏分级法。它是由前苏联学者普洛托季亚可诺夫按岩石坚固性系数对岩石进行的定量分级法。普氏在确定 f 值时考虑了许多指标,如岩石强度、凿岩速度、单位炸药消耗量等,但目前只保留了使用岩石单轴抗压强度指标来确定 f 值,即

$$f = \frac{S_c}{10} \tag{5-5}$$

式中 S_c ——岩石单轴抗压强度,MPa。

根据 f 值的不同,将岩石划分为 10 级,见表 5-7。

当前,人们也试图通过各种方法来研究确定较合理的岩石坚固性系数,其目的就是为了使它与生产指标之间的关系更加密切,并寻找更加简便、迅速的测定方法。

表 5-7 普氏岩石坚固性分级

等级	坚固性程度	岩石名称	坚固性系数 f
I	最坚固的岩石	最坚固、细致和有韧性的石英岩、玄武岩及其他坚固的岩石	20
II	很坚固的岩石	很坚固的花岗质岩石, 石英斑岩, 很坚固的花岗岩, 硬质片岩, 比 I 级较不坚固的石英岩, 最坚固的硅质岩, 石灰岩	15
III	坚固的岩石	花岗岩(致密)和花岗质岩石, 很坚固的硅质岩和石灰岩, 石英质矿脉, 坚固的砾岩, 极坚固的铁矿	8~10
IV	颇坚固的岩石	一般的砂岩, 铁矿	5~6
V	中等岩石	坚固的黏土质岩石, 不坚固的砂岩和石灰岩	3~4
VI	颇软弱的岩石	软弱的页岩, 很软弱的石灰岩, 白垩, 岩盐, 石膏, 冻结的土壤, 无烟煤, 普通泥灰岩, 破碎砂岩, 胶结砾岩, 石质土壤	1.5~2
VII	软弱的岩石(软土)	黏土(致密), 软弱的烟煤, 坚固的冲积层, 黏土质土壤	0.8~1
VIII	土质岩石(壤土软土)	腐质物, 泥煤, 轻砂质土壤, 湿砂	0.6
IX	松散性岩石(松散土)	砂, 山麓堆积, 细砾石, 松土, 已采下的煤	0.5
X	流沙性岩石(流动性土)	流沙, 沼泽土壤, 含水黄土及其他含水土壤	0.3

5.1.3.2 岩石的可爆性与分级

岩石的可爆性是指爆破作用对岩石破坏的难易程度。下面介绍两种比较容易操作的可爆性分级方法。

(1) 岩石波速可爆性分级法

由于岩石的弹性波速度取决于岩石弹性常数和岩石密度, 而岩石弹性常数和岩石密度间接地反映了岩石的强度, 也可反映出岩石裂隙的发育情况(裂隙少, 波速大; 裂隙发育, 波速小), 因而, 可用弹性波速度对岩石进行可爆性分级。表 5-8 所示为岩石按其纵波速度进行的可爆性分级情况。这种分级方法的优点是波速测定简便, 测值较准确, 便于理论计算。

表 5-8 岩石波速可爆性分级

可爆性等级	I (易爆)	II (中等)	III (难爆)	IV (极难爆)
岩石纵波速度/(m/s)	1200	1800	2400	3000
单位耗药量/(kg/m ³)	0.3	0.5	0.6	0.7

(2) 岩石波阻抗可爆性分级法

岩石波阻抗反映了应力波使岩石质点运动时岩石的阻力, 故可用岩石波阻抗对其进行可爆性分级, 见表 5-9。

表 5-9 岩石波阻抗可爆性分级

可爆性等级	坚固性系数	密度/ (10 ³ kg/m ³)	波阻抗/ (MPa/s)	单位耗药量/ (kg/m ³)	岩石裂隙 程度	裂隙等级
易爆	<8	<2.5	<50	<0.35	极度裂隙	I
中等	8~12	2.5~2.6	50~80	0.35~0.45	强烈裂隙	II

续表

可爆性等级	坚固性系数	密度/ (10^3 kg/m^3)	波阻抗/ (MPa/s)	单位耗药量/ (kg/m^3)	岩石裂隙 程度	裂隙等级
难爆	12~16	2.6~2.7	80~120	0.45~0.65	中等裂隙	Ⅲ
很难爆	16~18	2.7~3.0	120~150	0.65~0.9	轻微裂隙	Ⅳ
特难爆	>18	>3.0	>150	>0.9	微少裂隙	Ⅴ

注:表中“极度裂隙”可认为是破碎岩石,“微少裂隙”可认为是完整岩石。

5.1.4 地质条件对爆破作用的影响

5.1.4.1 岩石性质对爆破作用的影响

岩石性质是影响爆破作用的主要因素之一。爆破的单位炸药消耗量、孔网参数、爆破松散系数、爆破地震强度计算系数等很多爆破设计参数和安全计算系数均与岩石性质有关。对于大型或重要的爆破工程,需要通过现场爆破试验来了解被爆岩体对爆破作用的影响情况,以便确定适合于该岩性的爆破参数。

5.1.4.2 岩体结构对爆破作用的影响

长期以来,岩体受到了各种地质作用(包括外力和内力地质作用),并留下了各种地质痕迹,包括断层、节理、裂隙和溶洞等。岩体结构是由结构面和结构体两个要素组合形成的,它决定着岩体的工程地质特性,影响着岩体的爆破效果。结构面是指发育于岩体中,具有一定方向和延伸性的各种地质界面,如断层、节理、层理及不整合面等;结构体是指被结构面切割成的岩石块体。

结构面是岩体的弱面,结构面的存在使岩体强度低于岩石强度。结构面按其成因可分为原生结构面(在成岩过程中形成的岩体界面)、构造结构面(在构造运动过程中形成的破裂面)和次生结构面(在外应力作用下产生的结构面)三大类;按是否夹有软弱充填物可分为软弱面(不夹有软弱介质)和软弱带(夹有一定厚度的软弱介质)。一般的岩体都存在发育程度不同的结构面,结构面对爆破有以下影响。

① 应力集中作用。结构面的存在使岩体的连续性遭到破坏。当岩体受力时,在结构面尖端产生应力集中,特别是岩石在爆破应力作用下的破坏是瞬时发生的,来不及进行热交换,处于脆性状态,这使应力集中现象更加突出。在爆破应力作用下,岩体就从结构面处首先开裂。在岩体结构面发育区,爆破的单位炸药消耗量较低。

② 应力波反射拉伸作用。由于张开裂隙内或软弱带内的介质密度、弹性模量和纵波速度均小于两侧岩石,故当爆破压应力波传播到张开裂隙或软弱带时,便产生反射拉伸波。又由于岩石的抗拉强度远小于抗压强度,故当反射拉伸波峰值达到岩石的抗拉强度时,便产生反射拉伸裂隙,如图 5-1 中点画线所示。

③ 能量隔离或吸收作用。爆破应力波通过张开裂隙或软弱带时,引起应力波的反射及软弱带内的介质产生压缩变形,使此类结构面对爆破能量起到了一定程度的隔离或吸收作用。因而,软弱带的存在削弱了另一侧岩石的破坏作用,阻止了径向裂隙的继续发展,如图 5-1 中虚线所示。

④ 能量泄漏作用。当软弱带或软弱面邻近或穿过爆源并通向距爆源不远的临空面时,炸药爆炸的一部分能量将以“冲炮”或其他形式向临空面泄出,使爆破效果明显降低。

如果爆破作用范围以内有大溶洞,也会发生能量泄漏作用。如图 5-2 中的 A、B 两药包所示,由于爆炸气体往附近的溶洞内泄漏,使炮孔(或硐室)内的压力迅速降低,从而导致其他方向的裂隙停止发展,爆破效果远不如 C、D、E 药包。

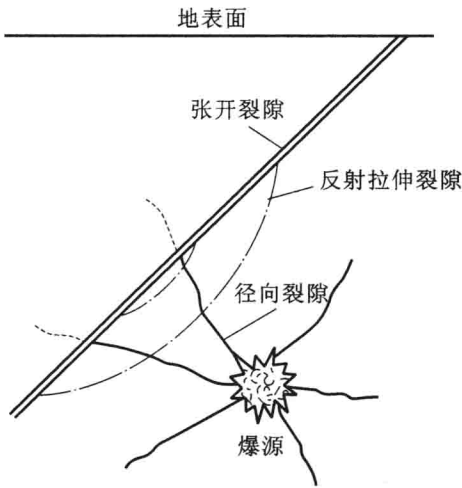


图 5-1 张开裂隙面两侧爆破破坏的差异性

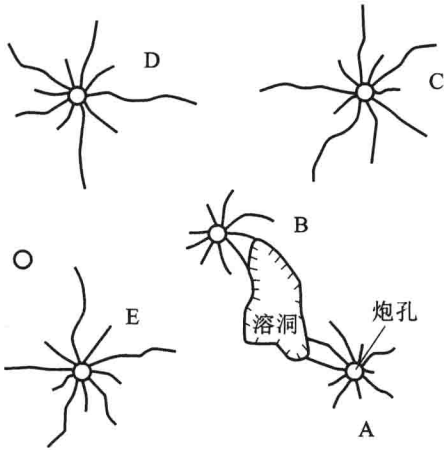


图 5-2 溶洞的泄能作用

⑤ 高压气楔作用。爆破产生的高温、高压气体侵入岩体结构面,对岩体产生气楔劈裂破坏作用,使结构面进一步扩展。

⑥ 结构面对爆破块度的影响。岩体是岩石的集合体,岩体强度受岩石强度和结构面发育程度的限制。根据对爆破现场的统计,爆破碎块的表面大多数是沿岩体内部结构面形成的原生裂隙面(呈风化状态),可占统计面数的 79%~90%,其余的才是爆破作用形成的新鲜破裂面(次生破裂面)。结构面的发育程度对块度分布有控制性影响:块度愈大,原生裂隙面数占的比例愈大,见表 5-10。因此,要想进行爆破块度预测,必须进行详细的工程地质勘察和节理裂隙统计。

表 5-10 不同块径岩块上原生裂隙面所占比例统计表

块径/cm	50~80	30~50	20~30	10~20	8~10	6~8	4~6	2~4	1~2	0.5~1
平均比例(m/n)	0.757	0.726	0.637	0.458	0.339	0.314	0.216	0.222	0.130	0.103

注: m 表示岩块上原生裂隙面数量, n 表示岩块总表面数。

⑦ 断层对爆破效果的影响。断层相当于一个完整的自由面,对爆破能量产生隔离、吸收和泄漏作用。当爆破漏斗范围内存在断层、大的裂缝或层面时,将影响爆破漏斗的形状和大小,改变爆破方量和抛掷方向。大爆破中常见的几种断层对爆破效果的影响情况如图 5-3 所示。由图可见,断层与药包的相对位置和产状不同,对爆破漏斗形状和大小的影响情况也不同。

⑧ 层理对爆破效果的影响。一般情况下,层理是一组近似平行的结构面。层理的产状和层理与药包的相对位置对爆破漏斗的影响情况如图 5-4 所示。

⑨ 节理对爆破效果的影响。岩体中的节理常成对出现,形成“X”节理,如图 5-5 所示。由“X”节理切割成的结构体长轴方向与最小抵抗线方向的关系不同,节理对爆破漏斗的影响情况也不同。当最小抵抗线方向与结构体长轴方向垂直时,爆破体积最大,破碎效果最好。

⑩ 溶洞对爆破效果的影响。溶洞或溶蚀缝会引起爆破能量泄漏,改变爆破最小抵抗线方向,影响破碎范围和爆破方量,甚至形成冲炮,从而影响爆破效果,如图 5-6 和图 5-7 所示。

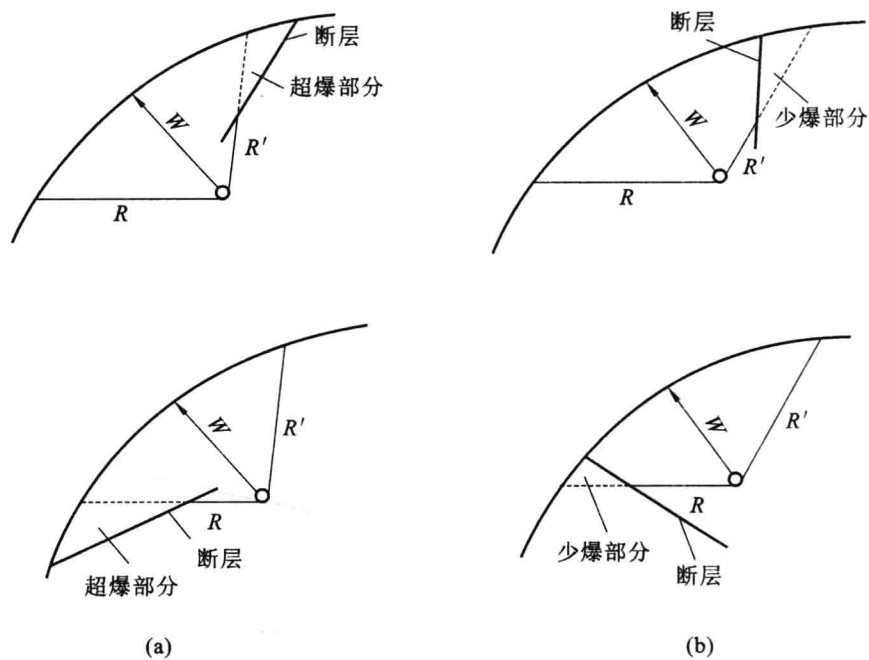


图 5-3 断层对爆破效果的影响

(a) 断层在药包前；(b) 断层在药包后

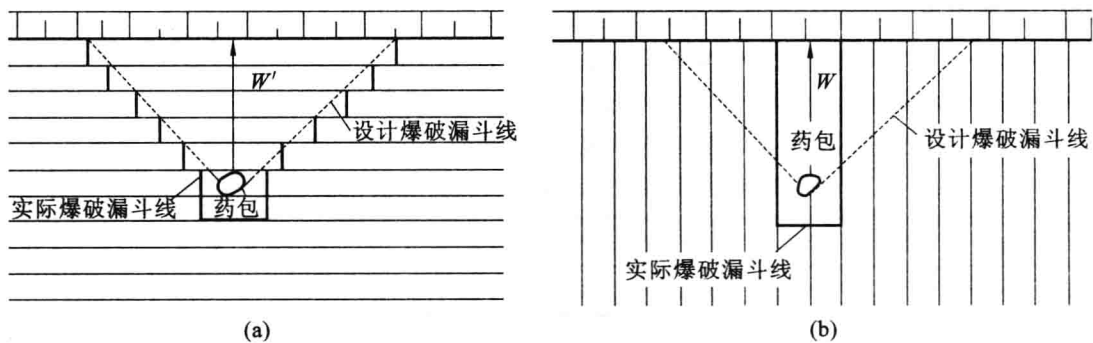


图 5-4 层理对爆破漏斗的影响

(a) 最小抵抗线垂直于层理的情况；(b) 最小抵抗线平行于层理的情况

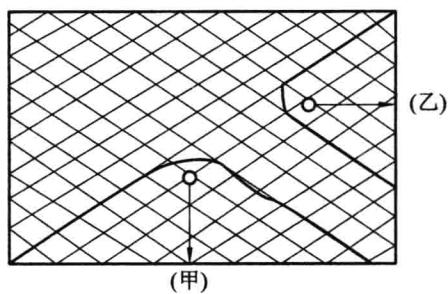


图 5-5 “X”节理对爆破效果的影响

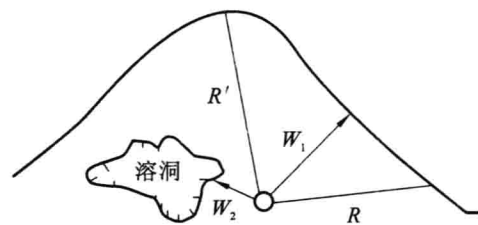


图 5-6 溶洞改变最小抵抗线方向

通过以上分析,可知在选择爆破方案、设计药包位置和确定爆破参数时,应查明工程地质情况,利用岩体结构的有利因素,避开其不利因素,力求达到满意的爆破效果。

5.1.4.3 地形对爆破效果的影响

临空面(即自由面)的形状和数目、爆破岩体的高度和坡度等地形条件是影响爆破效果和经济效益的重要因素,在爆破设计中应充分利用有利的地形条件。在临空面数目多且面积大、山高坡陡的地方爆破时,可以用较少的炸药量获得较大的爆破方量或抛掷方量。

临空面可以降低爆破阻力,减小爆破夹制作用,还可以使岩体产生剪切破坏,使压应力波反射形成拉应力波,从而改善爆破效果。当临空面的数目增多时,爆破单位体积岩石的耗药量随之减少。

在平坦地面的扬弃爆破中,一般爆破每立方米岩石的炸药消耗量为 $1.5 \sim 2.0 \text{ kg}$ 。而在垭口、凹地和沟谷地段,由于地形的限制,爆破夹制作用较大,故应该尽量避免在这类地形条件下采用大量爆破的方法。

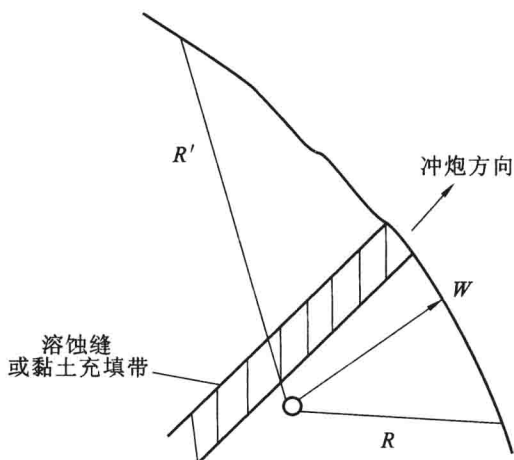
在斜坡地面上进行抛掷爆破时,往往要求将岩块抛出爆破漏斗或路堑境界以外,以降低山体高度和减少装运工程量。这类爆破每立方米岩石的炸药消耗量通常为 $0.8 \sim 1.5 \text{ kg}$ 。其抛掷百分比与地形条件有关,即地形坡度愈大,抛掷率愈高,最大可达 $70\% \sim 80\%$ 。

定向抛掷爆破要求将爆破岩块抛掷到一定的位置并堆积成一定的形状,故对地形条件要求更高。坡度在 45° 以上地形条件的定向抛掷爆破效果较好。例如,在路基土石方工程中,可充分利用地形条件,采用定向爆破移挖作填或借土填方,便能同时完成挖、装、运、卸、散、夯等各种工序,从而可获得良好的技术经济效果。

由此可见,应根据地形条件选择合理的爆破方案和爆破参数,或创造良好的地形条件以便获得良好的爆破效果。

5.1.4.4 地下水对爆破效果的影响

地下水会降低炸药的敏感度和威力,甚至使炸药失效而产生拒爆,还会使堵塞不紧而产生冲炮,使雷管受潮或电爆网路短路,影响网路的质量。在有水的地方爆破时,应采取严密的防水措施,否则将造成瞎炮或影响爆破效果;在地下水发育的地方爆破时,要采取排水措施并采用防水炸药。



5.2 露天浅孔爆破

露天爆破包括炮孔爆破、硐室爆破。按孔径、孔深的不同,炮孔爆破分为深孔爆破和浅孔爆破:通常将孔径大于 50 mm 、炮孔深度大于 5 m 的钻孔称为深孔,反之称为浅孔。随着环境安全要求的提高,集中药包硐室爆破和药壶爆破的使用逐渐减少,炮孔爆破特别是中深孔爆破的应用越来越广泛。在周围环境允许的情况下,硐室爆破仍然是一种可选的高效施工方法,特别是条形药包硐室爆破,在交通和水利水电建设工程中发挥着重要作用。

浅孔爆破主要用在场地平整、路堑爆破、沟槽开挖、采石剥离等爆破方量较小的场合。凿岩工具一般为手持式或气腿式风动凿岩机,孔径 d 为 40 mm,对于软岩,也可采用矿电钻。浅孔台阶爆破时台阶高度 H 常取 2~5 m;台阶宽度 B 视一次起爆排数而定,一般可取 2~4 m。要由外向内顺序开挖,由上向下逐层爆破。

浅孔爆破一般采用垂直孔,其炮孔布置方式和爆破设计与深孔台阶爆破类似,只不过相应的爆破参数较小。

最小抵抗线 W :

$$W = (20 \sim 45)d \quad (5-6)$$

孔距 a :

$$a = (1.0 \sim 2.0)W, \quad a = (0.5 \sim 1.0)L \quad (5-7)$$

排距 b :

$$b = (0.8 \sim 1.0)a \quad (5-8)$$

孔深 L :

$$L = H + \Delta h \quad (5-9)$$

超深 Δh :

$$\Delta h = (0.1 \sim 0.15)H \quad (5-10)$$

堵塞长度 l' :取 $l' \geq W$;

炸药单耗 k :取 $k = (0.3 \sim 0.8) \text{ kg/m}^3$ 。

露天浅孔爆破一般采用微差爆破,当孔深较小、环境条件较好时也可采用齐发爆破。

沟槽爆破由于受到两侧夹制作用,多采用渐进式爆破开挖法,以充分利用爆破形成的自由面,常用布孔方式如图 5-8 所示。其特点是同排中间炮孔布置在边孔前,采用毫秒延期顺序起爆,中间孔先爆,边孔后爆;主要装药集中于炮孔底部,以克制沟槽夹制作用。对于较宽、较深的沟槽开挖,可采用分层台阶爆破法,周边孔采用预裂爆破或光面爆破。

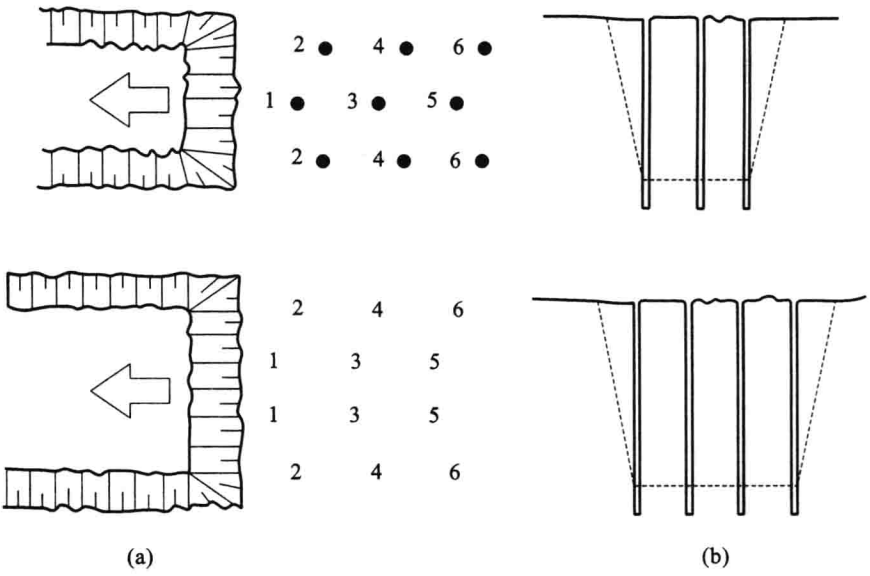


图 5-8 沟槽爆破布孔及起爆顺序示意图(图中数字表示起爆顺序)
(a) 平面图;(b) 横断面图

5.3 露天深孔爆破

深孔爆破通常是指钻孔直径大于 50 mm、钻孔深度大于 5 m 的炮孔爆破。工作面呈台阶形式向前推进的深孔爆破称为深孔台阶爆破。

露天深孔爆破的主要优点是：机械化钻孔，炮孔直径可达 310 mm，深度一般为 10~20 m；施工速度快；工程质量高，对基岩和边坡的破坏影响小；可减少炸药用量，降低工程成本，同等条件下可比一般爆破节省 1/3~1/2 炸药。

5.3.1 深孔爆破台阶要素、钻孔形式与布孔方式

5.3.1.1 台阶要素

深孔爆破的台阶要素如图 5-9 所示。

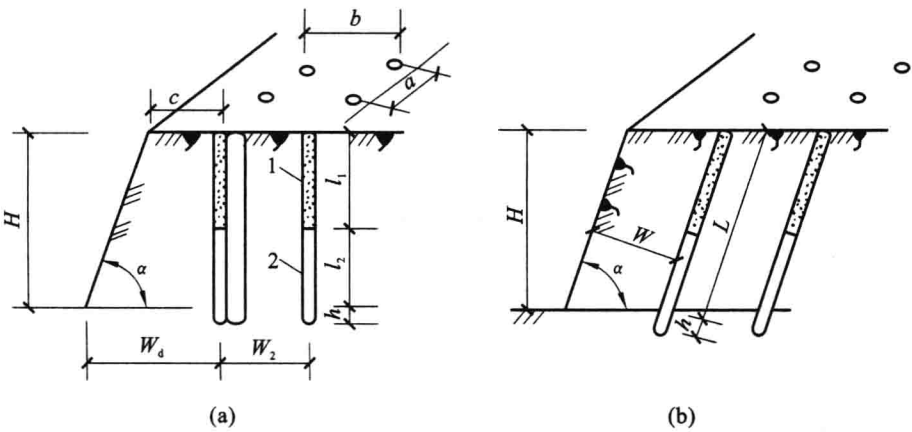


图 5-9 深孔爆破的台阶要素

(a) 垂直钻孔；(b) 倾斜钻孔

1—堵塞；2—炸药

H—台阶高度； W_d —底盘抵抗线；h—超深；L—钻孔深度；a—孔距； α —台阶坡面角；b—排距；c—孔边距

5.3.1.2 钻孔形式

深孔爆破钻孔形式一般分为垂直钻孔和倾斜钻孔两种。垂直钻孔和倾斜钻孔的适用条件和优缺点列于表 5-11。

表 5-11 垂直钻孔和倾斜钻孔的适用条件和优缺点

钻孔形式	适用条件	优点	缺点
垂直钻孔	在开采工程中被大量采用，特别是大型矿山	1. 适用于各种地质条件的深孔爆破； 2. 钻垂直深孔的技术操作比钻倾斜深孔容易； 3. 钻孔速度比较快	1. 爆破后大块率比较高，常留有根底； 2. 台阶顶部经常发生裂缝，台阶面稳固性比较差

续表

钻孔形式	适用条件	优点	缺点
倾斜钻孔	在小型矿山、石材开采、建筑、水电、道路、港湾及软质岩石的开挖工程中被采用,随着新型钻机的发展,应用范围将不断增大	1. 抵抗线分布比较均匀,爆后不易产生大块和残留根底; 2. 台阶比较稳定,台阶坡面容易保持,对下一台阶面破坏小; 3. 爆破软岩时,能取得很高的效率; 4. 爆破后岩石堆的形状比较好	1. 钻孔技术操作比较复杂,容易发生夹钻事故; 2. 在坚硬岩石中不宜采用; 3. 钻孔速度比垂直钻孔慢

从表 5-11 中可以看出,倾斜钻孔比垂直钻孔具有更多优点,但由于倾斜钻孔的技术操作比较复杂,而且倾斜孔在装药过程中容易堵孔,所以垂直孔仍然应用得比较广泛。

5.3.1.3 布孔方式

布孔方式有单排布孔和多排布孔两种。多排布孔又分为矩形(含方形)布孔及三角形(也称梅花形)布孔两种,如图 5-10 所示。从能量均匀分布角度出发,以等边三角形布孔最为理想,而矩形布孔多用于挖沟爆破。

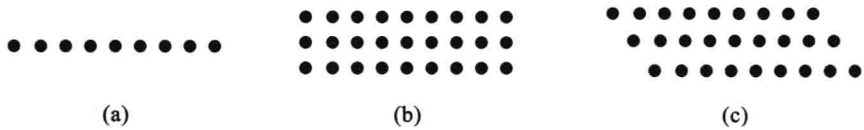


图 5-10 露天台阶深孔布置方式
(a) 单排布孔;(b) 矩形布孔;(c) 三角形布孔

5.3.2 深孔爆破参数

露天深孔爆破参数包括孔径、孔深、超深、底盘抵抗线、孔距、排距、堵塞长度和单位炸药消耗量等。

5.3.2.1 台阶高度和坡面角

台阶高度主要考虑为钻孔、爆破和铲装创造安全和高效率的作业条件,一般按选用的铲装设备和矿岩开挖技术条件确定,多采用 10~20 m 的高台阶,有人认为经济的台阶高度为 12~18 m。随着钻机和施工机械的发展,国内外已有向高梯段发展的趋势,爆破质量和经济技术指标都有所提高。

在台阶爆破中,坡面角 α 为前一次爆破时形成的自然坡度,它通常与岩石性质、钻孔排数和爆破方法有关。若岩石坚硬,采用单排爆破或多排分段起爆时,则坡面角大;若岩石松软,多排孔同时起爆时,则坡面角要小一些。如坡面角太大(大于 70° 时)或上部岩石坚硬则容易出现大块,如果坡面角太小或下部岩石坚硬则容易留下根坎,所以要求坡面角最好为 $60^\circ\sim75^\circ$ 。

5.3.2.2 孔径

露天深孔爆破的孔径主要取决于钻机类型、台阶高度和岩石性质。当采用潜孔钻机时,孔径通

常为 90~250 mm;当采用牙轮钻机或钢绳冲击式钻机时,孔径为 250~310 mm,也有达到 420 mm 甚至 500 mm 的大直径钻孔。目前,国内采用的常见深孔孔径有 90 mm、110 mm、120 mm、150 mm、170 mm、200 mm、250 mm 和 310 mm。

5.3.2.3 超深与孔深

深孔爆破的超深可按下面的经验公式确定:

$$h = (0.15 \sim 0.35)W_d \quad (5-11)$$

$$h = (10 \sim 15)d \quad (5-12)$$

式中 h ——超深, m;

d ——炮孔直径, m;

W_d ——底盘抵抗线, m。

当岩石松软时超深取小值,岩石坚硬时超深取大值。对于要求进行特别保护的底板,应将超深取负值。

孔深就是超深与台阶高度之和,即

$$l = H + h$$

倾斜钻孔时炮孔长度为

$$L = \frac{l}{\sin \alpha} = \frac{H + h}{\sin \alpha}$$

5.3.2.4 底盘抵抗线

采用过大的底盘抵抗线会造成根底多,大块率高,后冲作用大;过小则不仅浪费炸药,增大钻孔工作量,而且使岩块易抛散和产生飞石危害。底盘抵抗线的大小与钻孔直径、炸药威力、岩石可爆性、台阶高度和坡面角等因素有关,在设计时可用类似条件下的经验公式来计算。

① 根据钻孔作业的安全条件:

$$W_d \geq H \cdot \cot \alpha + b_c \quad (5-13)$$

式中 H ——台阶高度, m;

α ——台阶坡面角,一般为 $60^\circ \sim 75^\circ$;

b_c ——从钻孔中心至坡顶线的安全距离,不小于 2.5 m。

② 根据爆破实践经验,底盘抵抗线与台阶高度 H 之间存在以下关系:

$$W_d = (0.6 \sim 0.9)H \quad (5-14)$$

式中,岩石坚硬,台阶高度小,系数取小值;反之,系数取大值。

③ 按已知的炮孔直径、装药密度和炮孔密集系数,根据每个炮孔装药量计算底盘抵抗线:

$$W_d = d \sqrt{\frac{7.85 \rho_e \tau}{mq}} \quad (5-15)$$

式中 d ——孔径, m;

ρ_e ——装药密度, kg/m^3 ;

τ ——装药系数,为 0.5~0.7;

m ——炮孔密集系数,是指炮孔间距 a 与底盘抵抗线的比值,即 $m = a/W_d$,一般取为 0.9~1.4;

q ——单位炸药消耗量, kg/m^3 。

④ 按炮孔直径确定:

$$W_d = (20 \sim 50)d \quad (5-16)$$

5.3.2.5 孔距与排距

孔距 a 是指同排相邻炮孔中心之间的距离。孔距按下式计算:

$$a = mW_d \quad (5-17)$$

随着多排毫秒爆破技术和合理深孔起爆顺序的应用,出现了缩小排距、增大孔距从而增大炮孔密集系数的趋势。我国一些露天矿山采用的 m 值一般大于 1.0,在大孔距小底盘抵抗线爆破中则为 3~4 或更大。但第一排孔往往由于底盘抵抗线过大,应选用较小的炮孔密集系数,以克服底盘的阻力。

排距 b 是指多排孔爆破时,相邻两排炮孔之间的距离,它与孔网布置和起爆顺序等因素有关。计算方法如下:

① 采用等边三角形布孔时,排距 b 与孔距 a 之间的关系为

$$b = a \sin 60^\circ = 0.886a \quad (5-18)$$

② 多排孔爆破时,排距是一个和孔距相关的参数。在给定孔径的条件下,每个孔都有一个合理的负担面积 S ,即

$$S = ab \quad (5-19)$$

或

$$b = \sqrt{\frac{S}{m}} \quad (5-20)$$

式中 S ——炮孔负担面积, m^2 。

上式表明,当合理的炮孔负担面积 S 和炮孔密集系数 m 已知时,即可求出排距 b 。

5.3.2.6 堵塞长度

堵塞长度是指装药后炮孔的剩余部分为填塞物充填的长度。合理的堵塞长度应从降低爆炸气体能量损失和尽可能增加钻孔装药量两个方面考虑。堵塞长度过长将会降低每米爆破量,增加钻孔费用,并造成台阶上部岩石破碎不佳;堵塞长度过短,则会造成能量损失大,将产生较强的空气冲击波、噪声和个别飞石的危害,并影响钻孔下部破碎效果。常用的经验公式为

$$l_p \geq 0.75W_d \quad (5-21)$$

或

$$l_p = (20 \sim 40)d \quad (5-22)$$

5.3.2.7 单位炸药消耗量

单位炸药消耗量是指破碎单位体积岩石所需的炸药量,又称炸药单耗。影响单位炸药消耗量的因素很多,主要有岩石的可爆性、炸药种类、自由面条件、起爆方式和块度要求等。因此,选取合理的单位炸药消耗量 q 往往需要通过试验或长期生产实践经验。设计时可以参照类似工程岩石条件下的实际单耗值选取,也可以参照相关资料、经验选取,再通过现场试验确定。

5.3.2.8 炮孔装药量

单排孔爆破或多排孔爆破中的第一排孔的每孔装药量 Q 按下式计算:

$$Q = qaW_0H \quad (5-23)$$

按上式计算得出的装药量还需要进行验算,即其不应大于每一深孔的最大装药量:

$$Q \leq q'(l - l_p) \quad (5-24)$$

若不满足式(5-24),就需要对这些参数作适当的调整。

多排孔爆破时,从第二排孔起,以后各排孔的每孔装药量按下式计算:

$$Q = KqabH \quad (5-25)$$

式中 K ——考虑受前面多排孔矿岩阻力作用的增加系数,取 $K=1.1 \sim 1.2$ 。

5.3.2.9 装药结构

(1) 连续装药

它是指炸药从孔底开始装填,直到装完设计药量,中间不留轴向间隔,然后进行堵塞的装药方法。这种装药结构的优点是施工比较简单,缺点是药柱偏下,在孔口未装药部分易产生大块。

(2) 轴向间隔装药

轴向间隔装药也称分段装药,即将孔中炸药分成数段,中间用炮泥或空气隔开的装药方法,如图 5-11 所示。它可以提高装药高度,减小孔口不装药部分的长度,使爆炸能量沿炮孔深度分布得比较均匀,可起到改善爆破质量,降低大块率的作用。

(3) 不耦合装药

其为装药直径小于炮孔直径,炸药和炮孔壁之间留有间隙的装药结构。这种装药结构可以减少爆破对围岩的损伤作用,常用于光面爆破或预裂爆破。

(4) 耦合装药

其为装药直径与炮孔直径相同,炸药与炮孔壁之间不留间隙的装药结构。

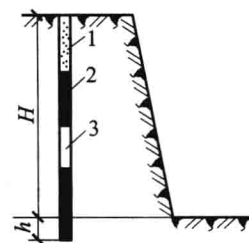


图 5-11 轴向间隔装药

1—炮泥;2—炸药;
3—空气间隔柱

5.3.2.10 起爆顺序

尽管多排炮孔的布孔方式只有矩形布孔和三角形布孔两种,但起爆顺序却变化无穷,归纳起来有如下几种。

(1) 排间顺序起爆

排间顺序起爆也称逐排起爆(图 5-12)。这种起爆顺序又分为排间全区顺序起爆和排间分区顺序起爆,主要优点是设计、施工简便,爆堆均匀整齐。

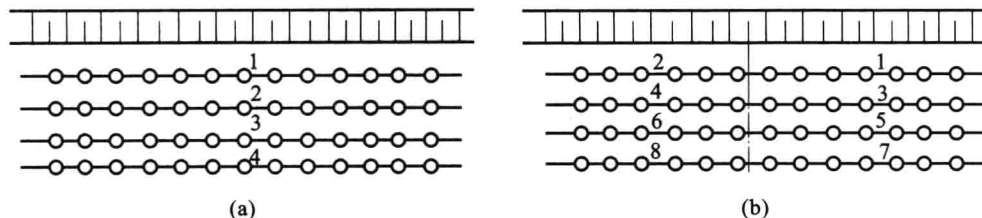


图 5-12 排间顺序起爆

(a) 排间全区顺序起爆;(b) 排间分区顺序起爆

(2) 排间奇偶式顺序起爆

从自由面开始,由前排至后排逐步起爆,在每一排里均按奇数孔和偶数孔分成两段起爆

(图 5-13)。其优点是可实现孔间毫秒延期,能使自由面增加;爆破方向交错,岩块碰撞机会增多,破碎较均匀,减震效果好。其适用于压碴较少或 3~4 排孔的爆破。其缺点是向前推力不足。

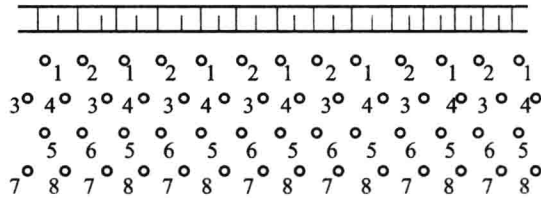


图 5-13 排间奇偶式顺序起爆

(3) 波浪式顺序起爆

这种起爆顺序的同段炮孔连线似波浪形。其中多排孔对角相连的,称为大波浪式(图 5-14)。其特点与排间奇偶式顺序起爆相似,但可减少毫秒延期段数,且推力较奇偶式大,破碎效果较好。

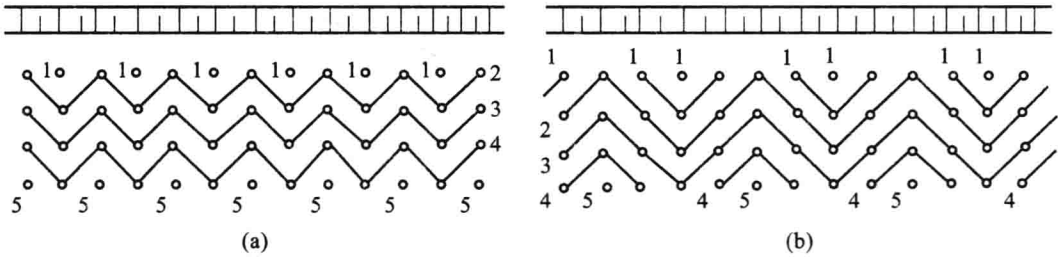


图 5-14 波浪式顺序起爆

(a) 小波浪式; (b) 大波浪式

(4) V 形顺序起爆

V 形顺序起爆中,前后排孔同段相连,其起爆顺序类似 V 字形(图 5-15)。起爆时,先从爆区中部爆出一个 V 形空间,为后段炮孔的爆破创造自由面,然后两侧同段起爆。该起爆顺序的优点是岩石向中间崩落,加强了碰撞和挤压,有利于改善破碎质量。由于碎块向自由面抛掷作用小,故其多用于挤压和掘沟爆破。

(5) 梯形顺序起爆

梯形顺序起爆即前后排同段炮孔连线似梯形的顺序起爆(图 5-16)。该起爆顺序碰撞挤压效果好,爆堆集中,适用于拉槽路堑爆破。

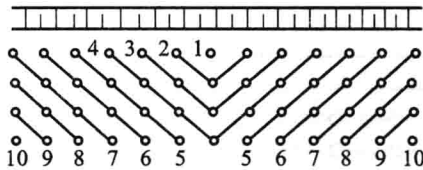


图 5-15 V 形顺序起爆

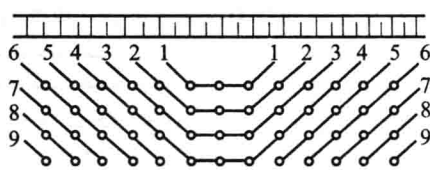


图 5-16 梯形顺序起爆

(6) 对角线顺序起爆

对角线顺序起爆也称斜线起爆,即从爆区侧翼开始,同时起爆的各排炮孔均与台阶坡顶线斜交,毫秒延期爆破为后爆炮孔创造了新的自由面。其主要优点是在同一排炮孔间实现了孔间延期,最后一排炮孔也是逐孔起爆的,因而减少了后冲,有利于下一爆区的穿爆工作。其适用于开沟和横向挤压爆破(图 5-17)。

(7) 径向顺序起爆

如图 5-18 所示,这种起爆顺序有利于爆破挤压。

(8) 组合式顺序起爆

如图 5-19 所示,其为两种以上起爆顺序的组合。

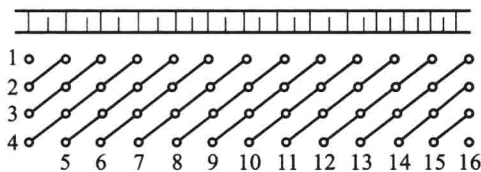


图 5-17 对角线顺序起爆

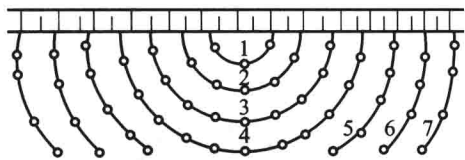
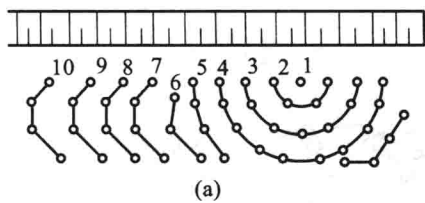
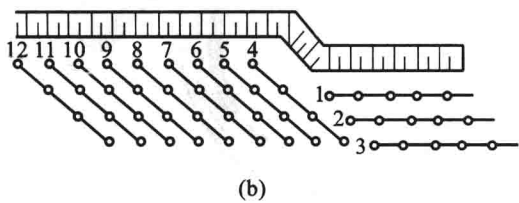


图 5-18 径向顺序起爆



(a)



(b)

图 5-19 组合式顺序起爆

5.3.3 深孔台阶逐孔起爆技术

5.3.3.1 逐孔起爆原理

逐孔起爆是指通过使用不同时间间隔的地表雷管连接成的起爆网路,使整个网路能按照爆破设计的延迟时间实现逐个炮孔顺序单独起爆的方法。逐孔起爆法的孔间延迟时间较短(数毫秒至十几毫秒),对雷管延迟时间精度要求高,需要采用高精度雷管。

普通微差爆破受雷管精度的限制多采用排(组)间微差爆破,这使同排(组)炮孔连心线上的应力叠加作用较强,导致孔间裂隙首先形成,爆轰气体过早逸散,影响岩体破碎效果(图 5-20),而且容易形成后冲和侧裂。

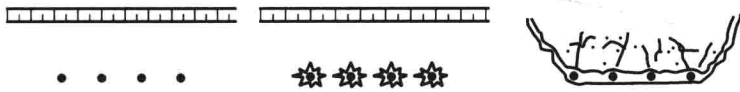


图 5-20 排间微差爆破原理与效果

逐孔起爆技术兼有普通微差爆破的作用原理,是一种最优化的微差爆破:每个先爆孔均为其相邻的后爆孔创造了两个(或两个以上)新自由面,并通过高精度雷管使相邻炮孔起爆的时间间隔更准确,使相邻炮孔产生的应力叠加作用最佳,使爆破碎块互相碰撞的效果最好,使后起爆孔的应力波从新自由面处反射生成的拉应力最强,用最小的同段起爆药量(单孔药量)使爆破地震效应获得最有效的控制,从而达到改善爆破效果的目的,如图 5-21 所示。

5.3.3.2 逐孔起爆系统的连接

逐孔起爆是通过高精度的地表雷管和孔内雷管延迟时间的合理搭配来实现的。地表雷管带有连接块,如图 5-22(a)所示,应用连接块可方便地与高强度导爆管连接并依次将整个起爆网路起爆。

由于采用 4 号地表雷管,故爆炸能量较小,不易破坏相邻网路,施工特别简便、可靠。

连接块与被连接的导爆管之间呈垂直连接,如图 5-22(b)所示。

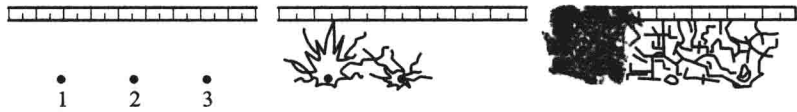


图 5-21 高精度导爆管雷管逐孔起爆原理与效果

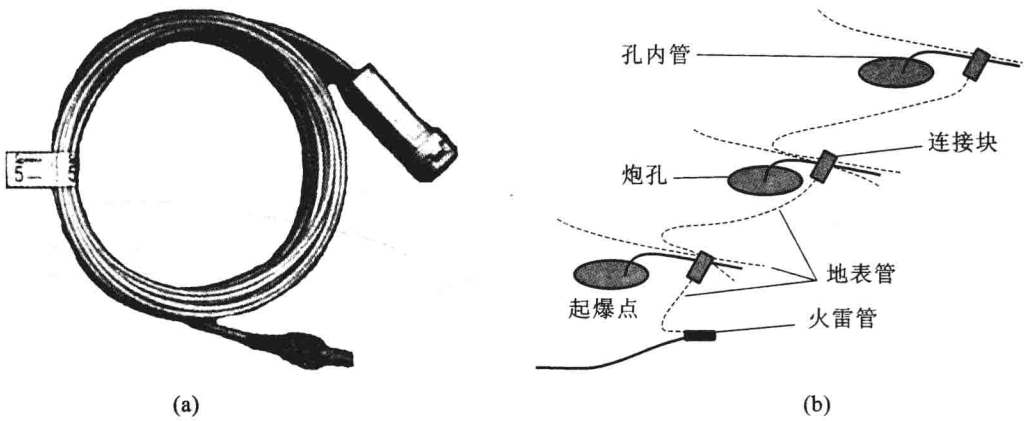


图 5-22 高精度导爆管与雷管的连接方法

(a) 连接块;(b) 连接方法

5.3.3.3 逐孔起爆网路的设计

与普通台阶爆破一样,炮孔安排、列成交错或平行布置。与普通微差爆破一样,根据爆破条件和要求,逐孔起爆方案可分为地表无延期、孔内延期,地表延期、孔内无延期,地表和孔内延期等。

在布孔平面内,处于横排和纵列上的炮孔分别采用不同的延迟时间,但通常位于一排或一列中的炮孔具有相同的地表延迟时间间隔。从起爆点开始,在二维平面内每个炮孔的起爆时间按孔间、排间延迟时间累加实现,相对于周围炮孔各自独立起爆。这样,爆破过程在时空发展上按某一起爆等时线向前推进,直至爆破过程完毕。

(1) 逐孔起爆网路设计的基本原则

① 选择起爆点。起爆点应选择在自由面条件较好、按设计应最先起爆的位置。

② 确定排和列。应根据自由面条件合理确定排和列,画出等时线(图 5-23),使排的传爆方向和列的传爆方向所形成的角度等于或大于 90° 。

(2) 逐孔起爆网路设计的基本方法

根据场地及环境条件选择起爆点和传爆方向,确定排和列及其地表延迟时间,如图 5-24 所示为地表延期、孔内无延期的起爆网路,并表示出按排和列连接的逐孔微差起爆的地表传爆方向及延迟时间。为了防止先起爆炮孔的爆破作用破坏后起爆的爆破网路,孔内应选用延迟时间为 400 ms 以上的同段雷管,地表雷管段别视地质情况和设计要求而定。图 5-23 中采用的孔间微差时间为 17 ms,排间微差时间为 42 ms。

(3) 逐孔起爆网路的合理延迟时间

逐孔起爆法的起爆时间按孔间、排间延迟时间的累加来实现,所以需要确定合理的孔间和排间延迟时间。

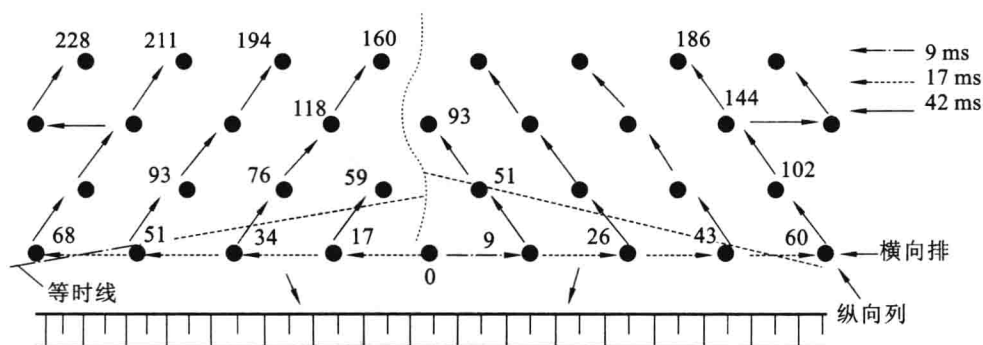


图 5-23 一个自由面的 V 形顺序起爆网路

① 孔间最佳延迟时间。孔间延迟时间主要影响破碎效果。澳瑞凯公司经试验得出了爆破块度与孔间延迟时间经验曲线，如图 5-24 所示。为使两个炮孔之间的爆破作用达到最大，取得良好的破碎效果，同一排炮孔相邻孔间的最佳延迟时间为 $3 \sim 8 \text{ ms/m}$ ；当岩性较脆且硬度较高时，孔间延迟时间取小值，反之则取大值。

② 排间最佳延迟时间。排间延迟时间决定了爆堆的形状和松散度。排间延迟时间过小，后排孔与前排孔相互过度挤压，松散度变差；排间延迟时间过大，则前排孔爆破后的岩石被抛出并停止移动后，后排孔再将爆破的岩石抛到静止的爆堆上，从而使爆堆被挤实，松散度变差。合理松散度的排间延迟时间与排距大小、岩石软硬有关。图 5-25 所示为澳瑞凯公司提供的排间延迟时间与爆堆松散度经验曲线，由此可知排间最佳延迟时间为 $8 \sim 15 \text{ ms/m}$ 。

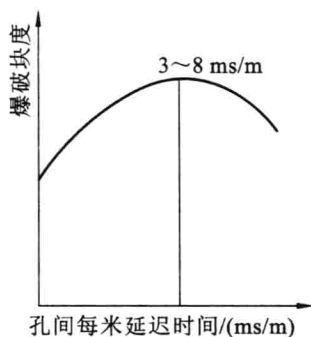


图 5-24 爆破块度与孔间延迟时间经验曲线

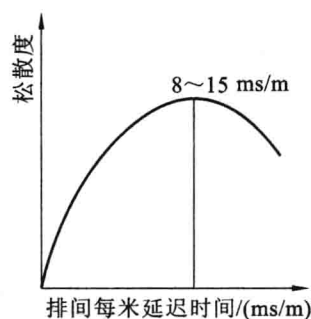


图 5-25 排间延迟时间与爆堆松散度经验曲线

(4) 典型的逐孔起爆网路

逐孔起爆网路形式灵活多样，典型的逐孔起爆网路如下。

① 只有一个自由面时，可以采用 V 形顺序起爆网路，如图 5-23 所示。图中用延时 17 ms 的地表传爆雷管控制排传爆方向的延迟时间，用延时 42 ms 的地表传爆雷管实现列传爆方向的延迟时间，利用一发延时 9 ms 的雷管使右边与左边的延迟时间相差 9 ms，从而使各孔起爆时间均不同，实现逐孔起爆。为避免先爆孔的爆破飞石砸坏后爆孔的起爆网路，孔内采用同段别的高段雷管，可取 12 段，延期时间为 300 ms。

② 有两个自由面时，可用图 5-26 所示的斜线起爆网路。

③ 沟槽爆破时，可用中心起爆的双 V 形（图 5-27）或单 V 形起爆网路。

澳瑞凯产品还具有配套的计算机设计软件，只需将爆区炮孔按比例输入到计算机中，即可利用该软件进行起爆网路设计；可将每孔爆破时间、抛掷方向、等时线、任意间隔时间内起爆孔数、模拟

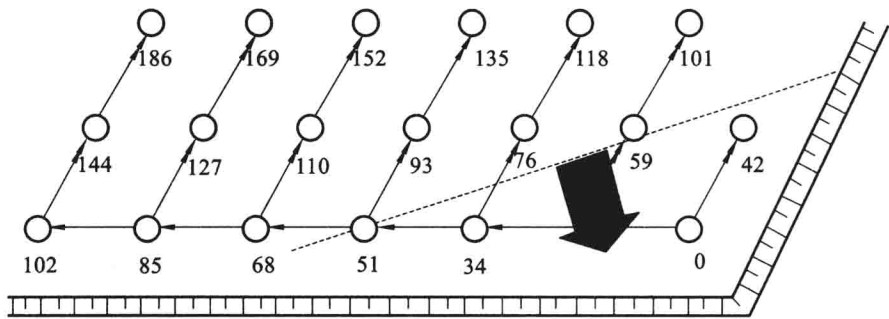


图 5-26 有两个自由面时的斜线起爆网路

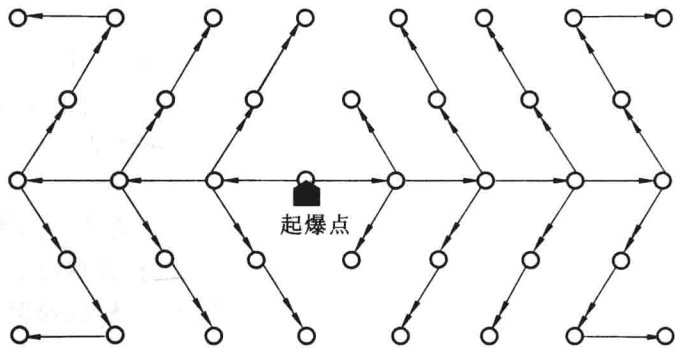


图 5-27 沟槽爆破的起爆网路

现场爆炸图像等在计算机中显示出来,也可把起爆网路图、雷管数量和型号等打印出来。

5.3.3.4 逐孔微差起爆技术的优点

逐孔微差起爆技术的优点如下。所有炮孔按设计的时间和空间顺序逐个依次准确起爆,爆破岩石的移动方向均匀一致,增加了各个后爆孔的自由面,加强了应力叠加作用,有效克服了排间微差爆破法存在的应力加强区和降低区(即应力分布不均匀)的缺点,进一步改善了爆破效果。因此,逐孔微差起爆技术可以获得破碎效果好、大块率低、爆堆集中、后冲小、飞石少、爆破地震效应低等效果。另外,由于雷管延期时间的精度很高,从而杜绝了串段和跳段事故;导爆管强度高,孔外专用的4号导爆管雷管对邻近的导爆管影响很小;地表延期雷管带有专用的连接块,可以将需要传爆的导爆管直接镶嵌在连接块上,连接方便,起爆可靠,从而克服了拒爆现象。逐孔微差爆破技术不仅可降低穿爆费用,还可带来间接效益:提高装、运效率,减少二次破碎量;扩大爆破规模,提高生产效率;降低爆破震动,减少边坡的爆破损伤。

由于逐孔爆破使用的高精度导爆管雷管价格高,所以目前主要是在深孔爆破或硐室爆破中推广应用。

5.3.4 深孔台阶挤压爆破

深孔台阶挤压爆破与一般台阶爆破的参数基本相同,仅在单位炸药消耗量与微差时间方面有所区别。除此之外,还应确定合理的留碴厚度。

(1) 单位炸药消耗量 k

岩体波阻抗 $\rho_1 c_1$ 大于碴堆波阻抗 $\rho_2 c_2$, 根据波阻抗原理与波动定律,爆炸应力波从岩体进入碴堆时既有透射波又有反射波。与清碴爆破时应力波在自由面处的全反射相比,留碴爆破的反射波

能量减小。为了弥补减小的反射波能量,需要相应增大入射波能量。挤压爆破的单位炸药消耗量 k 为

$$k = Ck_0 \quad (5-26)$$

式中 C ——挤压系数,它表示挤压爆破时单位炸药消耗量 k 比清碴爆破时单位炸药消耗量 k_0 增大的倍数,通常 C 的取值为 $1.25 \sim 1.30$, C 也可用下式计算:

$$C = \left(\frac{\rho_1 c_1 + \rho_2 c_2}{\rho_1 c_1 - \rho_2 c_2} \right)^2 \quad (5-27)$$

式中 ρ_1, ρ_2 ——岩体、碴体的密度, kg/m^3 ;

c_1, c_2 ——岩体、碴体的纵波速度, m/s 。

(2) 留碴厚度 B

留碴厚度取决于底盘抵抗线 W_1 和碴堆碎胀系数 K_p ,并要考虑岩体与碴堆两者波阻抗的关系,留碴厚度为

$$B = \frac{W_1 K_p}{2} \left(1 + \frac{\rho_2 c_2}{\rho_1 c_1} \right) \quad (5-28)$$

矿山台阶爆破常采用的留碴厚度为 $10 \sim 20 \text{ m}$ 。如孔网参数选取较小值,则留碴厚度可取较大值。

5.3.5 深孔台阶光面爆破

深孔台阶光面爆破的光面孔必须沿设计的边坡面布置。其主炮孔的爆破参数、施工设计与普通台阶爆破类似,只是光面孔的爆破参数和装药结构与普通爆破不同。

5.3.5.1 光面爆破参数

(1) 孔径 d

为了取得良好的光面爆破效果,孔径不宜过大,可取 d 为 $70 \sim 100 \text{ mm}$ 。但是,当主炮孔直径较大时,就需要使用两套钻孔设备。所以,光面孔的孔径常与主炮孔一致。

(2) 光面层厚度 $W_{\text{光}}$

光面层厚度即光面孔的最小抵抗线,按下式确定:

$$W_{\text{光}} = KD \quad (5-29)$$

式中 K ——系数,一般取 K 为 $15 \sim 25$,软岩取大值,硬岩取小值。

(3) 孔距 $a_{\text{光}}$

孔距 $a_{\text{光}}$ 按下式确定:

$$a_{\text{光}} = mW_{\text{光}} \quad (5-30)$$

式中 m ——炮孔密集系数,为了获得好的光面,一般取 m 为 $0.6 \sim 0.8$ 。

(4) 装药量

光面孔装药量 $Q_{\text{光}}$ 按下式计算:

$$Q_{\text{光}} = q_{\text{光}} L \quad (5-31)$$

其中

$$q_{\text{光}} = K_{\text{光}} a_{\text{光}} W_{\text{光}} \quad (5-32)$$

式中 $q_{\text{光}}$ ——光面孔的线装药密度, g/m ;

$K_{\text{光}}$ ——光面爆破的单位炸药消耗量, g/m^3 ,见表 5-12。

表 5-12

某些岩石的松动(主炮孔)、光面与预裂爆破单位炸药消耗量

岩石名称	岩石特征	f 值	松动爆破单位炸药消耗量/(g/m ³)	光面爆破单位炸药消耗量/(g/m ³)	预裂爆破单位炸药消耗量/(g/m ³)
页岩	风化破碎	2~4	330~480	140~280	270~400
千枚岩	完整、微风化	4~6	400~520	150~310	300~460
板岩	泥质、薄层、层面张开、较破碎	3~5	370~520	150~300	300~450
泥灰岩	较完整、层面闭合	5~8	400~560	160~320	320~480
砂岩	泥质胶结、中薄层或风化破碎	4~6	330~480	130~270	270~400
	钙质胶结、中厚层、中细粒结构、裂隙不甚发育	7~8	430~560	160~330	330~500
	硅质胶结、石英砂岩、厚层裂隙不发育、未风化	9~14	470~680	190~390	380~580
砾岩	胶结性差,以砂岩或较不坚硬岩石为主	5~8	400~560	160~320	320~480
	胶结性好、由较坚硬岩石组成、未风化	9~12	470~640	180~370	370~550
白云岩	节理发育、较疏松破碎、裂隙频率大于 4 条/m	5~8	400~560	160~320	320~480
大理岩	完整、坚硬	9~12	500~640	190~380	380~570
石灰岩	中厚层或含泥质、竹叶状结构及裂隙较发育	6~8	430~560	160~330	330~500
	厚层、完整或含硅质、致密	9~15	470~680	190~380	380~580
花岗岩	风化严重、节理裂隙很发育、多组节理交割、裂隙频率大于 5 条/m	4~6	370~520	150~300	300~450
	风化较轻、节理裂隙不甚发育或未风化的伟晶、粗晶结构	7~12	430~640	180~360	360~540
	细晶均质结构、未风化、完整致密	12~20	530~720	210~420	420~630
石英岩	风化破碎、裂隙频率大于 5 条/m	5~7	370~520	150~300	300~450
	中等坚硬、较完整	8~14	470~640	190~370	370~560
	很坚硬、完整致密	14~20	570~800	230~460	460~680
安山岩	受节理裂隙切割	7~12	420~600	170~340	340~510
玄武岩	完整、坚硬、致密	12~20	530~800	220~440	440~660
辉长岩	受节理裂隙切割	8~14	470~680	190~380	380~580
橄榄岩	很完整、坚硬致密	14~25	600~840	240~480	480~720

5.3.5.2 光面爆破装药结构

爆破后应形成平整、光滑的开挖面,因此,光面爆破的装药结构常采用不耦合装药,如图 5-28 所示。

光面孔底部的夹制作用较大,应根据孔深和岩性适当增加底部装药量,增加的药量可用该孔线装药密度的倍数来计算:当孔深小于 5 m 时,增加 1~2 倍;当孔深为 5~10 m 时,增加 2~3 倍;当

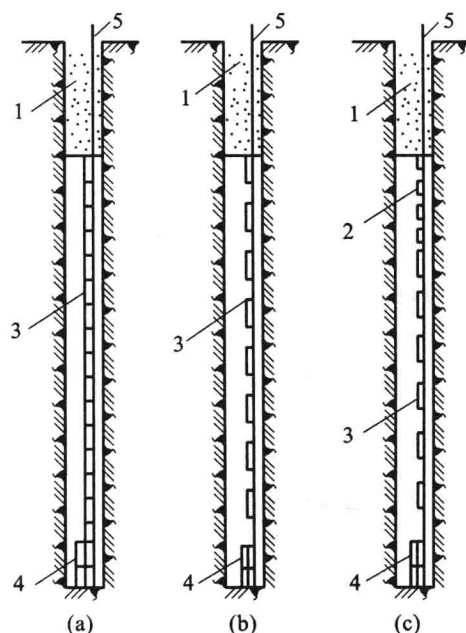


图 5-28 光面爆破的装药结构

(a) 连续装药; (b)、(c) 间隔装药

1—堵塞段; 2—顶部减弱装药段; 3—正常装药段; 4—底部增强装药段; 5—导爆索

孔深超过 10 m 时, 增加 3~5 倍。对于坚硬的岩石取大值, 反之, 则取小值。底部增加药量的长度为 0.5~1.5 m。为了减少爆破作用对孔口附近岩体的破坏, 顶部应适当减弱装药。孔口堵塞段的长度一般取为 0.6~2.0 m, 孔径较大、岩石坚硬时, 取较大的值。

5.3.6 深孔台阶预裂爆破

5.3.6.1 爆破参数

由于光面孔在主炮孔之后起爆, 而预裂孔在主炮孔之前起爆, 所以预裂孔的爆破条件与光面孔不同, 爆破参数也有所差别。预裂爆破的主要爆破参数是孔距和线装密度。

(1) 理论计算法

前苏联 A. A. 费先柯和 B. C. 艾里斯托夫提出的计算方法是以预裂孔同时起爆为基础, 根据爆炸应力波的动力作用推导出来的。为了保证形成理想的预裂面, 且使孔壁不受或少受破坏, 必须满足下面的力学方程:

$$\sigma_r \leq \sigma_{\text{压}} \quad (5-33)$$

$$\sigma_T \geq \sigma_{\text{拉}} \quad (5-34)$$

式中 σ_r ——预裂孔壁受到的最大径向压应力, kPa;

σ_T ——预裂孔连心线上岩体受到的最大切向拉应力, kPa;

$\sigma_{\text{压}}$ ——岩石极限抗压强度, kPa;

$\sigma_{\text{拉}}$ ——岩石极限抗拉强度, kPa。

① 保证孔壁岩体不被压碎的装药密度。根据炮孔内冲击应力波作用理论, 在保证孔壁岩体不被压碎的条件下, 求得最佳装药密度:

$$\Delta = \frac{\frac{\sigma_{\text{压}}}{10} \left[2.5 + \sqrt{6.25 + \frac{1400}{\frac{\sigma_{\text{压}}}{10}}} \right]}{10Q} \quad (5-35)$$

式中 Δ ——最佳装药密度, g/cm^3 ;

$\sigma_{\text{压}}$ ——岩石的极限抗压强度, kPa ;

Q ——炸药的爆热, kJ/kg 。

求出孔内的装药密度后, 只要给定孔径, 就可以直接求出炮孔的线装药密度。

② 保证形成预裂缝的炮孔间距。当相邻两孔连心线上的切向拉应力超过岩石的极限抗拉强度时, 就会形成裂缝。因此, 炮孔内的装药满足按式(5-35)计算的最佳装药密度时, 可求得预裂孔间距为

$$a = 1.6 \left[\frac{\frac{\sigma_{\text{压}}}{\sigma_{\text{拉}}} \mu}{1 - \mu} \right]^{2/3} \cdot d \quad (5-36)$$

式中 a ——预裂孔间距, cm ;

$\sigma_{\text{拉}}$ ——岩石的极限抗拉强度, kPa ;

μ ——岩石的泊松比;

d ——预裂孔直径, cm 。

根据孔径 d 也可求孔距 a :

$$a = nd \quad (5-37)$$

式中 n ——孔距计算系数, 通常取 n 为 8~12, 孔径小、岩石坚硬完整时取大值, 反之取小值。

(2) 经验公式计算法

① 预裂孔的线装药密度。预裂孔线装药密度的经验计算通式为

$$q_{\text{线}} = K(\sigma_{\text{压}})^a a^b d^r \quad (5-38)$$

式中 $q_{\text{线}}$ ——预裂孔的线装药密度, kg/m ;

$\sigma_{\text{压}}$ ——岩石的极限抗压强度, kPa ;

a ——预裂孔间距, m ;

d ——预裂孔直径, m 。

武汉大学水利水电学院提出的计算式:

$$q_{\text{线}} = 0.127(\sigma_{\text{压}})^{0.5} a^{0.84} \left(\frac{d}{2} \right)^{0.24} \quad (5-39)$$

② 预裂孔的孔距。根据预裂孔的孔径 d 求孔距 a , 见式(5-37)。

(3) 经验类比法

根据工程实际经验, 结合本工程地形地质条件、使用的钻孔机械、爆破要求及爆破规模等进行类比, 是选择预裂爆破参数行之有效的办法。根据所确定的预裂孔线装药密度对实际装药进行调整, 一般底部加强装药, 中部正常装药, 顶部减弱装药。

5.3.6.2 不耦合系数和延迟时间

为了保证预裂缝平整, 防止岩体开挖面过度损伤, 预裂孔的不耦合系数 K 不应小于 2。

为了使预裂缝能起到较好的隔震作用, 预裂孔的起爆时间应比最后一排主炮孔的起爆时间提前 200 ms 以上。

5.3.7 露天深孔爆破设计说明书的内容

露天深孔爆破设计说明书的内容包括设计基础资料和设计工作内容两部分:前者内容是设计依据,后者内容是具体参数的确定。

5.3.7.1 设计基础资料

(1) 工程任务资料

其包括工程目的,任务,技术要求和与工程相关的合同、文件等。

(2) 地形地质资料

其包括爆区地形图、周边环境图(爆破影响范围内的建筑物、村庄、高压电线、铁路、公路等),爆区基本地质资料,岩石基本物理力学性质等。

(3) 试验资料

其包括爆破器材种类、合格证及检测结果,爆破漏斗试验等。

5.3.7.2 设计工作内容

① 确定爆破方案。

② 确定合理的台阶要素。

③ 选择钻孔形式、钻机类型、布孔方式。

④ 爆破参数设计,包括孔深和孔径、超深、底盘抵抗线、堵塞长度;孔网参数(孔距、排距、炮孔密集系数);装药结构;单位炸药消耗量,单孔装药量及总装药量;起爆网路设计等。

⑤ 爆破安全计算与校核。

⑥ 确定安全警戒范围。

⑦ 施工组织设计。

⑧ 技术经济分析。

⑨ 主要附图,包括台阶投影图、爆区周围环境平面图、起爆网路图、安全警戒范围图等。

5.4 硐室爆破

硐室爆破是把硐室或井巷作为专用的装药空间,将大量炸药装填其中,达到一次起爆大量炸药,完成大量土石开挖的爆破技术。硐室爆破具有施工快,工效高,不受气候、交通等条件限制的特点,适用于山区交通、水利工程土石方开挖和大型露天矿山的剥离爆破等。我国是进行硐室爆破最多的国家之一。目前,万吨级炸药的爆破有三次,百吨级以上的达数百次。爆破工作者在工程实践中创造了条形药包硐室控制爆破、多边界公路土石方硐室控制爆破和硐室加预裂一次成形爆破新技术,在保证爆破效果、控制爆破危害、降低工程成本、加快工程进度等方面取得了很好的社会 and 经济效益。

5.4.1 硐室爆破的分类

5.4.1.1 按爆破作用特征分类

① 松动爆破。

② 加强松动爆破(也称减弱抛掷爆破)。

③ 抛掷爆破,包含定向抛掷、标准抛掷、加强抛掷三种类型。

④ 崩塌爆破。

在陡坡地形条件下,药包的最小抵抗线 W 远小于药包中心至地面的高度 H ,抗高比 W/H 小于 0.6 的硐室爆破称为崩塌爆破。

⑤ 混合型爆破。

根据爆破的目的和要求,可以使一次爆破同时具有以上多种爆破类型,称之为混合型爆破。

5.4.1.2 按药室形态分类

(1) 集中药包硐室爆破

集中药包以球形为标准:爆破作用范围近似于球形,其爆破应力波为球面波向外传播。一般认为高度不超过直径 4 倍的圆柱形,或最长边不超过其他任意最短边 4 倍的直角六面体,都属于集中药包。

集中药包的优点是药室布置灵活。如可较容易避开断层、溶洞等地质构造薄弱面,可用多个集中药包组合的形式控制断层、溶洞等地质构造薄弱面对爆破效果的影响;对地形崎岖的爆区,容易用辅助集中药包改造地形,为主药包创造理想的自由面。集中药包的缺点是装药量集中,岩石破碎不均匀,大块率高;在边坡处布置集中药包时,对药包附近基岩的破坏性影响比条形药包大;导洞开挖工程量较大;爆破规模较大,并且 W 较大时药室的体积大,其断面形状较复杂,药室掘进难度较大,安全性较差。

集中药包适用于地形、地质条件复杂,断层、溶洞较多的爆区。

(2) 条形药包硐室爆破

通常将满足 $l > 4a$ 的药包称为条形药包。

也有从药包浅埋岩土内因爆破产生的漏斗形状特征出发,认为在条形药包的中段,爆破漏斗口半径 r 沿药包纵轴线上有一段相同值时为条形药包。因此用药包的长度 l 与药包的最小抵抗线 W 之比作为判据,一般认为当 $l/W \geq 2.0$ 时为条形药包。

条形药包硐室爆破是在集中药包硐室爆破的基础上发展起来的。相对于集中药包硐室爆破,条形药包硐室爆破药量分布较均匀,爆破大块率较低;条形药包硐室爆破对药包附近的基岩损坏范围较小,若条形药包布置在永久边坡处,则爆破对永久边坡的损伤要比集中药包小;同等药量情况下,条形药包的爆破震动强度比集中药包低。条形药包的缺点是药包布置不够灵活。

在地形条件不十分复杂,工程地质条件较好(如无断层、溶洞等)的爆区,应采用条形药包。

(3) 分集药包硐室爆破

将条形药包沿药室轴线分割成若干个长度较短的装药段,装药段之间适当充填,这种药包称为分集药包,也称为条形药包分段间隔装药微差爆破药包,简称分段药包。分集药包的爆破作用特征介于集中药包和条形药包之间。

分集药包的优点是能充分适应复杂的地形、地质条件,如爆区内存在断层、溶洞、软弱夹层等,或同一个条形药包硐室内的 W 值相差较大,或为了降低爆破震动强度,限制每个药室的装药量,或因爆破规模不大, W 值较小。若采用条形药包连续装药结构,则不耦合系数过大时,均可采用分集药包布置形式。分集药包的主要缺点是分段填塞工程量大,起爆网路连接和保护较复杂。

分集药包多用于岩体内断层和大裂隙较多,地形崎岖不平,同一条条形药室 W 变化突出或不耦合系数过大的爆破中。

(4) 混合药包硐室爆破

由于地形、地质以及施工等因素,一次硐室爆破中有时其药包的形态既有集中药包又有条形药包,甚至还有分集药包。这就是混合药包硐室爆破。

混合药包一般用于爆破规模较大,爆区的地形、地质条件较复杂的硐室爆破中。

5.4.2 硐室爆破药包布置原则

斜坡应根据地形和开挖边坡布置药包,尽量使设计断面内的岩体松动或被大量抛掷,同时减轻爆破作用对基面和边坡的损伤。

① 一侧边坡不高时,经常采用的布药方式是单层单排布置药包,并依据周围环境情况和爆破要求采用抛掷爆破或松动爆破,如图 5-29(a)所示。

② 当路基较宽时,为了保护边坡,减少大药量药包对边坡的破坏,可采用单层双排的布药方式布置双排集中药包或条形药包。两排药包间采用毫秒延期起爆,前排药包采用较大的参数,以有利于改善后排药包的爆破效果以及减轻对边坡的影响范围,如图 5-29(b)所示。

③ 在陡坡上,多采用单排双层的布药方式,如图 5-29(c)所示。在条件适宜的地方,应尽可能采用崩塌或抛掷爆破。

④ 地形较陡、开挖路基(站场)较宽时,布置最小抵抗线较大的药包容易对边坡产生较大的影响,此时一般采用多排多层的布药方式,如图 5-29(d)所示,以减小最小抵抗线的数值,降低装药量。同排上下层药包、同段前后排的药包采用延期雷管起爆。

⑤ 在斜坡上开挖双壁路堑时,为保护边坡,可布置成双层单排药包,如图 5-29(e)所示:上层设计成抛掷药包,下层设计成松动药包;上层先爆破,下层后爆破。

⑥ 对于山脊地形,一般在主山脊的正下方布置主药包,如图 5-29(f)所示。当山脊较平缓厚实时,可在山脊下围绕主药包布置辅助药包,如图 5-29(g)、(h)所示,也可布置两排或多排对称的主药包。

⑦ 在山脊地形条件下,在一侧可以抛掷、另一侧不允许抛掷的情况下,可将药包偏离山脊的投影线,选择两侧的最小抵抗线 W_1 、 W_2 和适当的 n_1 、 n_2 值,做到一侧抛掷而另一侧松动,如图 5-30 所示。

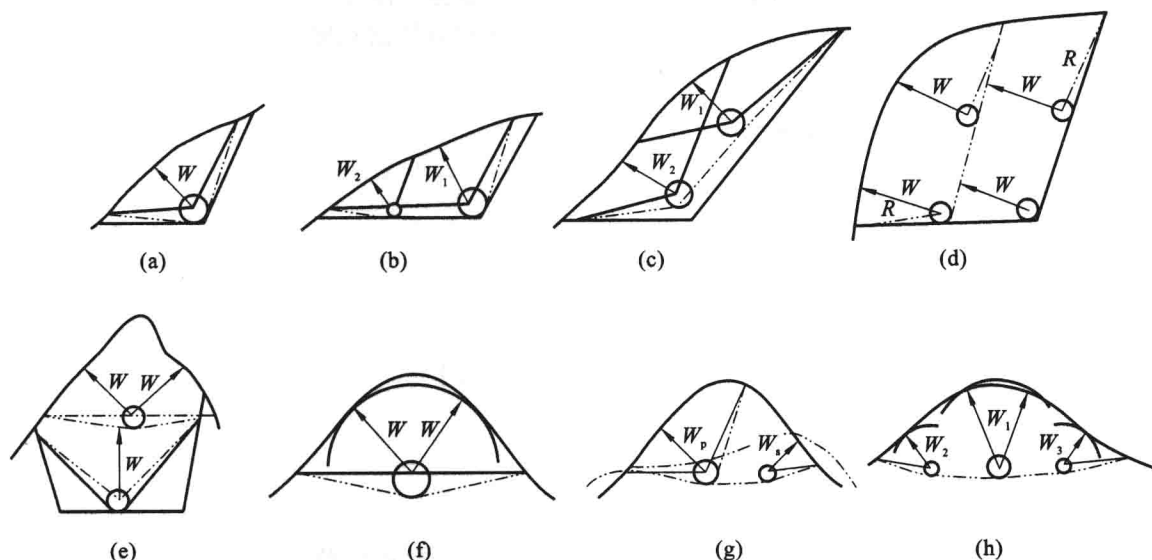


图 5-29 硐室爆破药包的典型布置

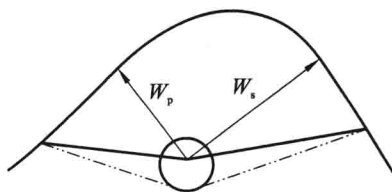


图 5-30 一侧松动一侧抛掷药包布置图

5.4.3 最小抵抗线与药包间距

选择药包的最小抵抗线是硐室爆破中药包布置的核心问题。最小抵抗线应根据爆区地形、周围环境和爆破要求而定,一般控制在 15~25 m。

集中药包硐室爆破中的药包间距一般由下式计算。

对于中硬和坚硬岩石:

$$a = mW = 0.5W(n+1) \quad (5-40)$$

或

$$a = W \cdot \sqrt[3]{f(n)} \quad (5-41)$$

式中 m ——密集系数;

n ——爆破作用指数;

W ——最小抵抗线, m。

对于斜坡地形爆破, $m=1.0\sim1.2$ 。如果两个药包的 n 值和 W 值不一样, 则有

$$a = 0.5 \times \frac{W_1 + W_2}{2} \cdot \left(\frac{n_1 + n_2}{2} + 1 \right) \quad (5-42)$$

5.4.4 K 值的确定

形成标准抛掷爆破漏斗时,单位体积岩石的炸药消耗量称为标准抛掷爆破单位炸药消耗量,简称标准单耗,用 K 表示,单位为 kg/m^3 。标准单耗 K 值可用计算法和爆破漏斗试验法获得,但更多的是根据经验选取。

5.4.4.1 计算法

用岩石密度计算,公式为

$$K = 0.4 + \left(\frac{\gamma}{2450} \right)^2 \quad (5-43)$$

或

$$K = 1.3 + 0.7 \left(\frac{\gamma}{1000} - 2 \right)^2 \quad (5-44)$$

式中 γ ——岩石密度, kg/m^3 。

5.4.4.2 爆破漏斗试验法

试验要选择与爆破工点相同地质情况的平坦地面,首先假定 K 值,按 $n=1$ 计算装药量 $Q=K_1W^3$ 。爆破后,实际测出爆破漏斗半径 r 和可见漏斗深度 p ,计算出 $n=r/W$ 的值。若 n 值不等于 1,则先按爆破作用指数函数修正设计的 K 值:

$$K' = \frac{K}{0.4 + 0.6n^3} \quad (5-45)$$

需要注意的是,标准抛掷爆破漏斗试验中,除要求 $n=1$ 外,还有爆破漏斗可见深度 $p=W/3$ 的要求,此外还需根据试验岩石条件修正 K 值。

5.4.4.3 经验选取

根据岩石坚固性系数 f ,同时考虑工地具体的岩层结构、节理、裂隙和风化程度,适当确定岩石等级,合理选用 K 值。

5.4.5 装药量的计算

集中药包硐室爆破的装药量计算可采用鲍氏公式:

$$Q = (0.4 + 0.6n^3)KW^3 \quad (5-46)$$

常用的变换形式如下。

① 对于标准松动爆破:

$$Q = (0.33 \sim 0.44)KW^3 \quad (5-47)$$

② 对于加强松动爆破:

$$Q = (0.44 \sim 1.0)KW^3 \quad (5-48)$$

③ 对于多面临空、陡坡地形崩塌爆破:

$$Q = (0.125 \sim 0.44)KW^3 \quad (5-49)$$

5.4.6 爆破漏斗的计算

(1) 压缩圈半径 R_1

集中药包压缩圈半径按下式计算,即

$$R_{1集} = 0.062 \sqrt[3]{\frac{Q}{\Delta\mu}} \quad (5-50)$$

条形药包压缩圈半径按下式计算,即

$$R_{1条} = 0.56 \sqrt[3]{\frac{q}{\Delta\mu}} \quad (5-51)$$

式中 Q ——药室装药量,kg;

q ——条形药包延米装药量,t/m;

Δ ——最佳装药密度,一般取 $\Delta=0.8 \sim 0.85$;

μ ——岩土压缩系数,见表 5-13。

表 5-13

岩土压缩系数

岩土类别	岩土强度系数 f	岩土压缩系数 μ
黏土	0.5	250
坚硬土	0.6	150
松软岩石	2.0~4.0	50
中等坚硬岩石	4.0~8.0	10~20
坚硬岩石	8.0 以上	10

(2) 爆破漏斗作用半径和破裂半径

① 对于平坦地形的抛掷爆破,药包的最小抵抗线等于药包埋置深度,爆破漏斗作用半径为

$$r=nW \tag{5-52}$$

爆破漏斗破裂半径为

$$R=W\sqrt{1+n^2} \tag{5-53}$$

② 对于斜坡地形的抛掷爆破,存在上、下破裂半径。

a. 下破裂半径 R 。

如图 5-31 所示,下破裂半径为

$$R_F=\sqrt{r^2+W^2}=\sqrt{n^2W^2+W^2}=W\sqrt{n^2+1} \tag{5-54}$$

b. 上破裂半径 R' 。

受崩塌作用的影响,上破裂半径一般大于下破裂半径,可按下式计算:

$$R_{\pm}=W\sqrt{1+\beta n^2} \tag{5-55}$$

式中 β ——爆破漏斗崩塌系数,可按表 5-14 选取。

爆破漏斗崩塌系数

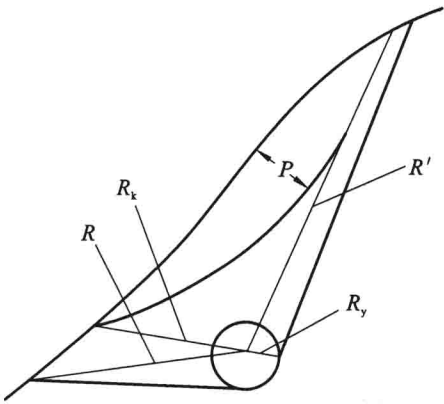


图 5-31 爆破漏斗作用半径

表 5-14

地面坡度 α	β 值	
	土质、软岩、中硬岩石	坚硬、致密岩石
$20^{\circ}\sim 30^{\circ}$	2.0~3.0	1.5~2.0
$30^{\circ}\sim 50^{\circ}$	4.0~6.0	2.0~3.0
$50^{\circ}\sim 65^{\circ}$	6.0~7.0	3.0~4.0

β 也可按下式计算。

对于坚硬岩石:

$$\beta=1+0.016\left(\frac{\alpha}{10}\right)^3 \tag{5-56}$$

对于土、软岩、次硬岩:

$$\beta=1+0.04\left(\frac{\alpha}{10}\right)^3 \tag{5-57}$$

当岩体存在顺坡节理时,按顺坡节理角度修正上破裂线。

在斜坡上采用多排药包布置,排间分段起爆时,一般以 70° 角从前排药包中心向后上方画直线与坡面相交,从交点处作压缩圈的切线,作为前排药包的上破裂线,后排药包的最小抵抗线与前排药包的上破裂线垂直。

③ 对于松动爆破的爆破漏斗,下破裂半径 R 按下式计算,即

$$R=1.75\times\sqrt[3]{\frac{K'}{K}}\cdot W \tag{5-58}$$

式中各符号意义同前。

上破裂线与地形情况、岩土类别、岩层产状、节理裂隙发育程度、 W/H 值的大小、单位炸药消耗量等因素有关,因此,上破裂半径一般应根据上述条件绘出。

(3) 预留边坡保护层厚度 M

对于斜坡地形,为保护边坡不受爆破破坏范围的影响,布置药包时应使药包中心至边坡的距离

大于压缩圈的半径,即预留边坡保护层。保护层厚度按下式计算,即

$$M=R_y+0.7B \quad (5-59)$$

式中 M ——保护层厚度,m;

R_y ——压碎圈半径,m;

B ——药包宽度的一半,m。

【例 5-1】 硐室爆破的特点与适用条件是什么?

【解】 其优点是:

- ① 一次爆破土石方量大,工期短,工程进度快,效率高。
- ② 不需要大型钻孔设备,凿岩施工简便。
- ③ 不受地质、地形、气候与交通等条件的限制。
- ④ 能较经济、安全地完成大量土石方工程的爆破破碎、堆存、填筑等各项任务。如采用定向抛掷爆破筑坝或移山填沟(海),可减少大量土石方的搬运,经济效益显著。

其缺点是:

- ① 爆破破碎块度不均匀,大块率偏高。
- ② 爆破振动对爆区周围环境的破坏效应较大,影响范围较广。若同段起爆药量较大,千米以外的民房等建(构)筑物也有可能在爆破振动作用下产生裂缝,造成破坏性影响。
- ③ 临近永久边坡处采用硐室爆破时将可能在永久边坡上产生爆破裂隙,或由于爆破气体的挤入等爆破能量的作用,加宽、加长原有永久边坡处的原有裂缝,对永久边坡的稳定性产生较大的影响,极易造成永久边坡滑坡,使永久边坡长期处于不稳定状态。
- ④ 工人作业条件较差,尤其是装药、充填作业时劳动强度大,作业条件恶劣。

其适用条件是:爆区远离古迹、民房、隧道等建(构)筑物,周围环境允许,并且山势陡峻,重型设备上山困难;山顶狭窄,不便使用大型设备;露天矿基本建设初期,大型设备尚未到齐,为缩短基建时间,可采用硐室爆破;工期紧迫,爆破土石方量较大,爆区周围环境和地形条件适宜的露天矿剥离爆破、路堑和路基开挖、定向爆破筑坝、移山填海(沟)、引水渠开挖、围堰拆除、井下采空区充填及残柱回采、岩塞爆破、场地平整、石料开采等各类工程,均可使用硐室爆破。

【例 5-2】 影响预裂爆破效果的主要因素有哪些?

【解】 影响预裂爆破效果的主要因素有以下几个方面:

(1) 岩石的物理力学性质及地质条件

如前所述,预裂爆破的主要参数均与岩石的物理力学性质(如岩石的抗压强度)直接相关。因此在进行预裂爆破设计时,应取得较准确的岩石力学性能参数,以保证爆破参数选择的准确性。

(2) 不耦合作用

不耦合作用就是指利用装药和孔壁之间存在的间隙降低炸药爆炸时作用在孔壁上的初始压力。一般不耦合系数为 2~4 时均可获得满意的效果。在允许的线装药密度下,不耦合系数可随孔距的减小而适当增大。岩石抗压强度大时,应选取较小的不耦合系数值。

(3) 装药结构

由于预裂爆破采用的炸药与光面爆破的一样,为了保证细长药卷间隔装药起爆的可靠性,必须在炮孔内沿孔全长敷设导爆索。由于炮孔底部夹制作用较大,不易产生所要求的预裂缝,故通常需将孔底一段线装药密度加大。一般底部装药量可增加 2~3 倍。

(4) 起爆时间间隔

为了起到降震作用,必须使预裂孔超前于主爆破孔起爆,超前时间至少应有 100 ms。但是在岩石含水量较多或岩石比较松软的情况下,水和细块岩石易充填预裂缝,降低预裂缝的作用。在这种情况下预裂孔可超前主爆孔 50~100 ms 起爆。

(5) 钻孔质量

钻孔质量对预裂爆破效果影响较大。一般要求孔钻在一个平面上,垂直于钻孔平面的偏差小于 20 cm;孔底落在一条线上,偏差不超过 15 cm。否则,爆后壁面会凹凸不平。

(6) 预裂孔的布孔

预裂缝的作用是削弱应力波的作用和地震效应对岩壁产生的影响,为此预裂孔的深度一定要超过主爆孔的深度。

(7) 堵塞长度

良好的孔口堵塞是保持高压爆炸气体所必需的。堵塞过短而装药太高,有造成孔口成为漏斗状的危险;堵塞过长和装药过低则难以使顶部形成完整预裂缝。堵塞长度同炮孔直径有关,通常可取炮孔直径的 12~20 倍。

【案例分析】

高精度导爆管雷管逐孔起爆实例

某水泥集团有限公司石灰石矿近 20 年来一直采用排间微差深孔台阶爆破法爆破,曾采用过导爆管起爆网路、导爆索-电雷管起爆网路,采用过逐段起爆法、隔段起爆法,但爆破效果改善不大,拒爆现象不能完全消除。自 2003 年以来,通过采用逐孔起爆技术,杜绝了拒爆现象,爆破效果有了很大的改善,取得了良好的技术经济效益。

(1) 地质概况

矿体为下石炭系岩关组,呈层状单斜产出,产状为 $225^{\circ}\sim 235^{\circ}/51^{\circ}\sim 55^{\circ}$;节理裂隙和溶洞发育。

(2) 爆破参数

爆破参数与矿山设计的台阶参数有关。该矿山台阶高度为 15 m,台阶坡面角为 75° 。不同矿层的岩性和结构构造有所区别,下面以 G' 岩层爆破为例,说明深孔台阶逐孔爆破的设计方法。

① 孔径 D 。采用潜孔钻机凿岩,孔径为 160 mm,炮孔倾角为 75° ,孔深 17 m。

② 炮孔密集系数 m 。采用正方形布孔的 V 形逐孔起爆法,故 $m=1$ 。

③ 底盘抵抗线 W_d 。根据 $W_d=(20\sim 50)D$,对于中等岩石取系数为 35,得 $W_d=5.6$ m。

最佳装药密度 $\Delta=850$ kg/m³,装药系数 $\tau=0.75$,单位炸药消耗量为 0.47 kg/m³,根据式(5-20)计算, $W_d=0.16\times\sqrt{\frac{0.785\times 0.75\times 850\times 17}{0.47\times 1\times 15}}=5.5$ (m)。两种计算方法所得结果比较接近,说明此值较合理。

对于倾斜孔,底盘抵抗线约等于孔口至坡顶线的距离,满足该距离大于 2.5 m 的钻孔作业安全条件。综上所述,取 $W_d=5.5$ m。

④ 孔距 a 。根据 $a=mW_d$,得 $a=5.5$ m。

⑤ 排距 b 。考虑后排孔的岩体夹制作用较大,根据式(5-23),得 $b=0.9$ m, $W_1=4.95$ m,取为 5 m。

(3) 装药量

① 单位炸药消耗量 q 。

结合该矿山爆破经验,取单位炸药消耗量 $q=0.47 \text{ kg/m}^3$ 。

不同矿(岩)层和不同孔径逐孔起爆法的较合理孔网参数见表 5-15。

表 5-15 某水泥集团有限公司石灰石矿逐孔起爆法的孔网参数

孔径/mm	C_1^1	$C_1^{2\sim6}$	C_2^7
160	—	5 m×4.5 m	5 m×5 m
150	5 m×4.5 m	4.5 m×4 m	4 m×4.5 m
120	4 m×4 m	4 m×3 m	4 m×3.5 m

② 单孔装药量 Q 。

第一排孔的单孔装药量 $Q=0.47 \times 5.5 \times 5.5 \times 15=213 \text{ (kg)}$,第二排以后各排孔的单孔装药量 $Q=1.1 \times 0.47 \times 5.5 \times 5 \times 15=213 \text{ (kg)}$ 。

(4) 起爆网路

① 孔间延期时间。同排炮孔的孔间延期时间按每米孔距 3~8 ms 计算: $\Delta t_1=(3\sim8) \times 5.5=16.5\sim44 \text{ (ms)}$ 。

② 排间延期时间。按每米排距 8~15 ms 计算: $\Delta t_2=(8\sim15) \times 5=40\sim75 \text{ (ms)}$ 。

根据澳瑞凯导爆管雷管的规格,孔间延期时间取 17 ms,排间延期时间取 42 ms。孔内雷管一律用 16 段 400 ms。

采用 V 形起爆网路。

(5) 爆破效果

与普通雷管的排间微差爆破相比,其减小了爆破振动强度;爆破规模由 40~70 个炮孔扩大至 100~150 个炮孔,提高了生产效率;爆堆集中,块度均匀,大块率低,无后翻,前冲和后冲小,底板平整,提高了装运效率;起爆网路连接简单、方便、可靠,杜绝了跳段和拒爆现象;爆破飞石距离减小,安全性好;按矩形布孔钻孔方便。

露天台阶深孔爆破实例

(1) 工程概况

某拟建电站厂房左侧陡峭坡高的山体严重影响着电站厂房的安危,需自山脚水平挖进约 45 m×18.5 m,开挖石方量为 12500 m³,采用露天台阶深孔爆破:台阶高度为 15 m,台阶坡面角为 80°。周边 300 m 处有民房需要保护。

(2) 爆破参数的确定及装药结构

爆破参数为: $H=15 \text{ m}$;孔径 $d=10 \text{ cm}$;单位炸药消耗量 q 取 0.3 kg/m^3 ;装药密度 $\rho_e=0.75 \text{ t/m}^3$;孔深装药系数 τ 取 0.8;超深 $h=10d=10 \times 0.1=1 \text{ (m)}$;孔深 $l=H+h=16 \text{ (m)}$;炮孔密集系数 m 通常大于 1.0,取 1.2。

① 底盘抵抗线 W_d 。

根据式(5-14),可计算出 $W_d=3.7 \text{ m}$ 。

② 孔距 a 。

由 $a=mW_d$,得 $a=1.2 \times 3.7=4.4 \text{ (m)}$ 。

③ 排距 b 。

$$b = a \sin 60^\circ = 0.866a = 4.4 \times 0.866 = 3.8 \text{ (m)}$$

④ 填塞长度 l_p 。

$$\text{取 } l_p = 0.8W_d = 0.8 \times 3.7 = 3 \text{ (m)}。$$

⑤ 装药长度。

$$l_c = l - l_p = 16 - 3 = 13 \text{ (m)}$$

⑥ 台阶上眉线至前排孔口距离 b_c 。

$$b_c = W_d - H \cot \alpha = 3.7 - 15 \times \cot 80^\circ = 1.1 \text{ (m)}$$

⑦ 炮孔总数 N 。

$$N = (45.0 \times 18.5) \div (4.4 \times 3.8) = 50$$

⑧ 单孔装药量。

a. 对于第一排孔：

$$Q_1 = qaW_dH$$

得

$$Q_1 = 0.3 \times 4.4 \times 3.7 \times 15 = 73.26 \text{ (kg)}$$

线装药量为 $73.26 \div 13 = 5.64 \text{ (kg/m)}$ 。

装药密度：

$$\rho_c = \frac{5.64 \times 10^{-3}}{3.14 \times 0.05^2} = 0.72 \text{ (t/m}^3\text{)}$$

b. 对于其他排孔：

$$Q_2 = KqabH$$

得

$$Q_2 = 1.1 \times 0.3 \times 4.4 \times 3.8 \times 15 = 82.8 \text{ (kg)}$$

线装药量为 $82.8 \div 13 = 6.4 \text{ (kg/m)}$ 。

最大段药量：

$$Q = 82.8 \times 10 = 828 \text{ (kg)}$$

⑨ 总药量。

总药量为 $828 \times 4 + 73.26 \times 10 + 94 = 4138.6 \text{ (kg)}$ 。

二次破碎药量：

$$Q_3 = 12500 \times 5\% \times 0.15 = 94 \text{ (kg)} \text{ (经验公式)}$$

⑩ 实际单位炸药消耗量。

实际单位炸药消耗量为 $4138.6 \div 12500 = 0.331 \text{ (kg/m}^3\text{)}$ 。

爆破参数与装药结构及堵塞如图 5-32 所示。

(3) 钻孔及布孔

待爆区已形成完整的台阶，工作面较宽，爆破环境较好时开始钻孔。钻孔前稍加清除岩基表面的覆盖层，平整岩基表面以利于钻孔机定位及防止钻孔时堵塞炮孔，提高成孔率。根据现有的设备，拟采用两台 $\phi 90 \text{ mm}$ 三脚架式汽油潜孔钻机钻孔，从台阶最前一排孔开始逐步往后推进。布孔方式为梅花形布孔(图 5-33)。

(4) 起爆网路、起爆方式和微差时间

每个炮孔用双发非电毫秒延期雷管、 $\phi 80 \text{ mm}$ 乳化炸药药卷装药，孔内延时，延时时间为 25 ms。用电雷管连网组成串联电路，接起爆器起爆。

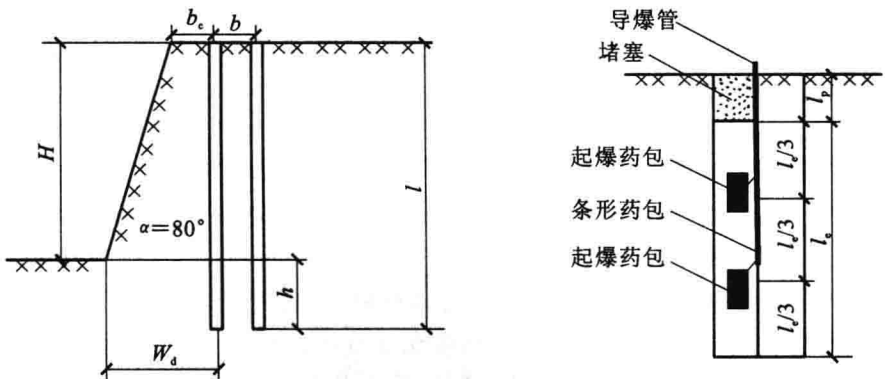


图 5-32 爆破参数与装药结构及堵塞

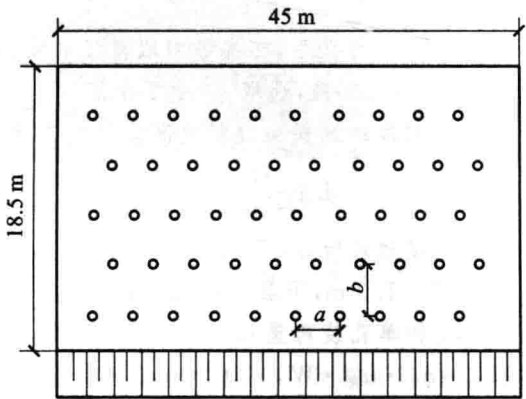


图 5-33 布孔方式及排、孔距示意图

(5) 经济效益

采用露天台阶深孔爆破设计,施工设备简单,应用一般小型普通柴油潜孔钻机或汽油潜孔钻机钻孔即可以满足施工要求,无须大功率电源,大大节省了工程成本费用。该工程爆破工期 2 d: 第 1 天作施工准备,钻孔 50 个;第 2 天装药、检查、连线、爆破。爆破石方量为 12500 m³。整个工程造价约 10 万元,与其他施工方法相比,节约了直接成本,缩短了施工工期,获得了较好的经济效益。

高速公路边坡光面爆破实例

(1) 工程概况

罗山石方开挖工程位于柳桂高速公路 K146+425~K146+680 处,全长 255 m。开挖边坡总长 340 m,边坡最高 52 m,边坡总面积 1.1 万平方米,预留光爆层 1.5~2.2 m。石方开挖工程属山丘地形,岩石为石灰岩,大部分较完整,岩层为中厚层状,岩石坚固系数 $f=6\sim8$ 。内部有较多不规则分布的大小溶洞,柳州端有两处较大溶洞在边坡外出现。

(2) 光面爆破设计

① 光面爆破方案与设计原则。

- a. 按照深孔以光面爆破为主,以浅孔光面爆破为辅的原则,合理地进行光面爆破施工。
- b. 从上到下分三个台阶进行主体石方开挖及光面爆破施工,10 m 以上边坡坡度由设计值

1:0.5 改为 1:0.3, 台阶宽度预留 1.5 m, 尽量减少石方开挖量。

c. 采用预留光爆层方法进行光面爆破施工, 预留光爆层厚度为 1.5~2.2 m。

② 光面爆破主要爆破参数。

a. 钻孔直径 D 。根据岩石特性及采用 QZ100B 型三脚架式潜孔钻机, 边坡高度大于 6 m 的深孔光面爆破钻孔直径 $D=100\sim105$ mm, 浅孔取 $D=38\sim42$ mm, 作为光面爆破实施的辅助手段。

b. 梯段高度 H 。边坡大部分高度为 25~45 m, 最高处达 52 m, 确定分三个台阶进行光面爆破。台阶高度分别为 $H_1\geq 12$ m, $H_2=12\sim15$ m, $H_3=10\sim12$ m。

c. 抵抗线 $W_{\text{光}}$ 。 $W_{\text{光}}$ 的选取直接影响到光面爆破的效果: 若 $W_{\text{光}}$ 过大, 爆后大块较多不易清理, 当底板抵抗线过大时, 应用手风钻预先处理, 避免爆后形成根坎; 若 $W_{\text{光}}$ 过小, 将不能取得理想的光爆效果。计算 $W_{\text{光}}$ 的公式为 $W_{\text{光}}=KD$: 式中 K 为计算系数, 一般取 $K=15\sim25$, 本工点取 $K=18$; D 为钻孔直径, 对于深孔, $D=100$ mm, 对于浅孔, $D=40$ mm。所以深孔 $W_{\text{光}}=1.8$ m, 浅孔 $W_{\text{光}}=0.72$ m。

d. 孔距 a 。采用公式 $a_{\text{光}}=mW_{\text{光}}$ 求得孔距, 在实爆中取得了满意的效果, 式中 m 为比例系数, 取 $m=0.6\sim0.8$ 。对 $d=100$ mm 的钻孔直径, 选取 $a=1.2$ m。

e. 孔深 L 与超钻深度 h 。炮孔深度的选择应视梯段高度及钻机情况综合考虑。孔深为

$$L = \frac{H}{\sin\alpha} + h$$

式中 α ——边坡坡面角, 1:0.3 坡度边坡时 $\alpha=73^\circ$;

h ——超钻深度, 上层 $h=0.5\sim1.0$ m, 下层 $h=1.0\sim1.5$ m。

f. 光面爆破的线装药密度 $q_{\text{线光}}$ 和单孔装药量 $Q_{\text{光}}$ 可由下式确定, 即

$$q_{\text{线光}} = q_{\text{光}} \cdot a_{\text{光}} \cdot W, \quad Q_{\text{光}} = q_{\text{线光}} \cdot L + Q_{\text{底}}$$

式中 $q_{\text{光}}$ ——光面爆破的单位炸药消耗量, 可取为 $75\sim90$ g·m⁻³;

$Q_{\text{光}}$ ——光面爆破底部加强装药量, $Q_{\text{光}}$ 由超钻深度确定, 岩石坚硬完整、超钻深度大时取大值, 否则取小值。

本工点的装药量经试爆后确定为: $d=100$ mm 时, 左侧 $q_{\text{线光}}=200\sim220$ g·m⁻¹, 右侧 $q_{\text{线光}}=180\sim200$ g·m⁻¹, $Q_{\text{底}}=(3\sim8)q_{\text{线光}}$; $d=42$ mm 时, $q_{\text{线光}}=120\sim150$ g·m⁻¹, $Q_{\text{底}}=(1.5\sim3)q_{\text{线光}}$ 。

g. 起爆时间 Δt 。光面爆破滞后于主体爆破 200 ms, 取得了良好效果。

(3) 光面爆破施工工艺

① 钻孔平台修建。

钻孔平台宽度为 1.5 m, 可保证三脚架式钻机的定位和调整。

② 边坡测量放线。

为实现光面爆破后边坡一次成形, 边坡测量放线不允许出现误差。

③ 钻孔工艺。

精确钻孔是光面爆破成败的一个重要因素, 钻孔时不仅需要按桩对位, 而且需要将炮孔钻在同一平面上。对于三脚架式钻机, 我们采用如下措施来保证钻孔精度。a. 在钻孔平台上利用 $\phi 40$ mm 的送风钢管作为钻机移动轨道。钢管在边坡线外 30 cm 处铺设、连接并固定, 再根据光爆孔距在钢管上用油漆标明孔位及深度。b. 根据设计边坡的坡度, 在架设钻机时进行坡面角度调整, 以保证在同一坡度钻孔。c. 提高施工人员钻孔操作水平, 以保证钻孔准确性。

④ 装药及填塞。

装药不耦合系数取 3, 采用的炸药为 $\phi 35$ mm、长度为 200 mm、质量为 200 g 的二号岩石管状硝

铵炸药,等间距间隔装药。填塞长度 $L_2=1.3\sim 1.5$ m。

⑤ 起爆网路。

采用导爆索起爆网路,将药卷均匀地捆在导爆索上,当光爆孔较多时采用毫秒接力网路。

(4) 光面爆破实爆情况

光面爆破共进行 9 次,钻孔 508 个,钻孔总延长米为 7045.6 m,开挖边坡 8455 m^2 。边坡壁上留下的半孔率达 95% 以上,边坡平整稳定(图 5-34),不平整度小于 15 cm。

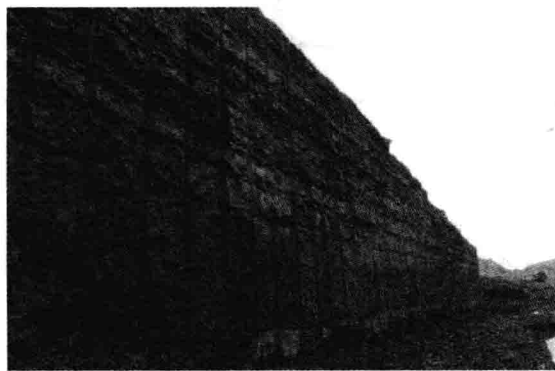


图 5-34 光面爆破路堑边坡

铁路专用线边坡深孔预裂爆破实例

(1) 工程概况

中铁二十局集团有限公司在承担的西柏坡电厂三期铁路专用线工程中,K247+000~K248+700 段与既有电气化铁路朔黄线平行。其中路基土石方开挖主要集中于 K247+200~K247+800 处,开挖长度为 600 m,开挖宽度为 5~21 m 不等,最大开挖深度为 22 m,开挖总工程量为 7.8 万立方米。该段地形起伏变化大,地质条件复杂多变,岩石为白云岩,底部夹片岩和千枚岩,微风化,局部表层覆盖新黄土。周围环境极其复杂,开挖边缘线距运营朔黄线最近处为 1.5 m,开挖段两侧分布有电力机车高压线和铁路自闭线,每天运行 90 对列车,列车间隔时间最小为 5 min,要求爆破不能危及运输安全。

本工程采用边坡深孔预裂爆破,临堑预留隔墙,扩堑主体从里向外进行浅孔台阶控制爆破,预留隔墙定向爆破倾倒的总体施工方案。在该区间 200 m 范围内,预裂爆破边坡面前方扩堑岩体的厚度较薄,仅为 5~10 m。这种条件下不能采用光面爆破,否则将危及运营铁路的安全。在薄层岩体中实施深孔预裂爆破,是一个全新的课题。

(2) 薄层岩体预裂爆破的安全论证

对薄层岩体实施预裂爆破时,必须要通过控制爆破规模确定合理的预裂爆破设计方案,采取必要的技术措施以保证预裂面前方坡面不破裂、不落石,保证紧邻既有铁路线的运营安全。下面我们从以下几个方面进行论证分析。

① 按 C. W. Livingston(利文斯顿)爆破漏斗理论分析。

利文斯顿认为,埋置于地表以下一定深度 H_0 的药包,爆破时总能找到一个装药量 Q_L ,当爆破能量低于此值时岩石表面只产生弹性形变而无明显破坏,超过此药量限度则岩石表面将由弹性形变转化为破裂。其用式(5-60)表示:

$$Q_L = \left(\frac{H}{E_b} \right)^3 \quad (5-60)$$

式中 H ——药包埋置深度, m;

Q_L ——药包埋置深度为 H 时的临界装药量, kg;

E_b ——岩石变形能系数, $\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$ 。

根据本工程现场爆破资料, 分析求得 $E_b = 3.16 \text{ kg} \cdot \text{m}^{-3}$ 。对应于不同的药包埋置深度, 其临界装药量见表 5-16。

表 5-16 不同药包埋置深度时的临界装药量

H/m	5	6	7	8	9	10
Q_L/kg	4.0	6.9	11.0	16.4	23.3	32.0

② 按爆破对岩石破坏范围理论分析。

张正宇等人提出, 针对水工建筑基础的开挖爆破, 当爆破时相应地面质点峰值振动速度为 $13 \sim 19 \text{ m} \cdot \text{s}^{-1}$ 时, 地表为轻微破坏区, 即老裂缝有张开 (大于 0.1 mm), 无错动, 无新的裂缝产生。我们认为, 将这一标准作为预裂爆破面前方既有线原有边坡不被破坏的标准, 可以保证施工期间既有线的运营安全。

我国常用的计算爆破时产生的地面质点峰值振动速度公式为

$$V = K \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^\alpha \quad (5-61)$$

式中 V ——地面质点峰值振动速度, $\text{m} \cdot \text{s}^{-1}$;

Q ——炸药量, kg, 齐发爆破时为总药量, 延期爆破时为最大一段爆破总药量;

R ——观测 (计算) 点到爆破点的距离, m;

K, α ——爆破点至计算点之间与地形、地质条件有关的系数和衰减指数。

对本工程, K, α 分别取 180、2.0。经计算, 求得 R 为 $5 \sim 10 \text{ m}$ 时, 对应于 $V = 19 \text{ m} \cdot \text{s}^{-1}$ 的爆破药量见表 5-17。

表 5-17 R 为 $5 \sim 10 \text{ m}$ 时对应于 $V = 19 \text{ m} \cdot \text{s}^{-1}$ 的爆破药量 Q

R/m	5	6	7	8	9	10
Q/kg	4.3	7.4	11.8	17.5	25.0	34.5

③ 薄层岩体预裂爆破规模的控制。

上述分析表明, 两种不同方法所得的结论趋于一致, 并有相当的安全系数。但这一控制药量对实施预裂爆破提出了苛刻的要求。为此决定在薄层岩体区段对边坡预裂爆破采取降低台阶高度, 即分为两个或者三个台阶, 并对预裂爆破实施毫秒延期爆破, 试验规模按表 5-18 控制。试验表明, 按试验数据实施是可行的。

表 5-18 预裂爆破对爆破规模的控制

岩体厚度 H/m	5	6	7	8	9	10
分段爆破允许药量 Q/kg	5.0	8.0	12	18	28	40
一次爆破允许总药量 $\sum Q/\text{kg}$	10	17	26	40	60	90

(3) 薄层岩体深孔预裂爆破的设计

① 预裂爆破设计的基本原则。

当薄层岩体顶宽小于 10 m、挖深大于 10 m 时,为控制爆破规模,宜分层钻爆。挖深为 10~15 m 时,设两个台阶;挖深大于 15 m 时,设三个台阶。对薄层岩体,一个台阶的高度不大于 10 m。为便于施工,平台宽度 B 取 2.0~3.0 m。

预裂爆破沿设计开挖边界面布设,炮孔倾斜角度与设计边坡坡度等同,为 1:0.3。

根据本工程的地质条件,预裂爆破炮孔直径 d 取 80~100 mm,药卷直径为 32 mm,不耦合装药系数 $K_c=2.5\sim3.1$ 。

为降低预裂爆破地震动效应,防止薄层岩体前沿及既有线护坡破裂或剥落,采用毫秒延期预裂爆破,每 4~8 孔为一组,并以表 5-18 控制一段起爆最大药量;根据工地导爆管雷管段别,段间毫秒时差控制在 100 ms 以内。

为减少爆破次数,在一次爆破过程中,通过大于 2 s 的延时可一次完成两组毫秒延期预裂爆破。两组相邻预裂爆破的,相邻处设两个不装药的空孔,可起到导向的作用。

② 不同地段分台阶设计方案。

本工程边坡开挖轮廓距既有有线边坡顶距离不足 10 m 的薄层岩体段共有 200 m。图 5-35 所示为 DK247+640 段及 DK247+540 段的典型横断面图。台阶高度分别为 13.6 m 和 17.4 m,分别设两个和三个台阶。台阶变更处边坡设置缓坡,以尽可能使其美观。

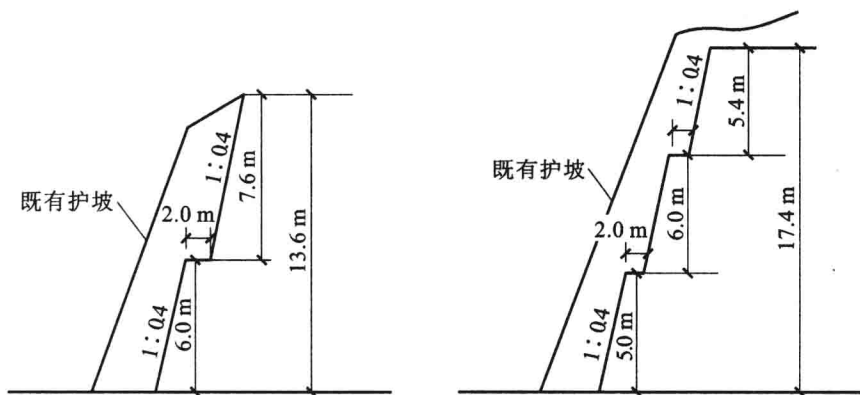


图 5-35 DK247+640 段和 DK247+540 段横断面图

③ 薄层岩体中预裂爆破设计参数。

对于预裂爆破中的超钻 h ,对上、中层平台 h 取 0.5 m,对下层平台 h 取 2.0 m。对于预裂爆破孔距 a ,本工程中为 1.8~2.5 m。对于预裂爆破炮孔线装药密度 $q_{\text{线}}$,根据经验类比法,取 $q_{\text{线}}=250\sim340\text{ g}\cdot\text{m}^{-1}$,岩石坚硬取大值,底部 1 m 加强装药段 $q_{\text{线}}=450\sim750\text{ g}\cdot\text{m}^{-1}$,上部 1.6~1.8 m 为堵塞段。

④ 预裂爆破起爆网路设计。

根据设计基本原则,薄层岩体部位孔内装 MS7 非电雷管,孔外用 MS3 连接控制延时时间,每 4 孔为一段,设计延时为 100 ms,一次起爆总药量应满足控制要求;为减少爆破次数,一次起爆两组,分别由两人用火雷管起爆,两组时差控制为 2~3 s。

(4) 大面积预裂爆破的实施

自 2005 年 5 月 23 日开始对薄层岩体实施预裂爆破,至 2005 年 10 月 20 日完成,其间共进行预裂爆破 19 次,光面爆破 6 次,无一安全事故,保障了朔黄铁路的运营安全。在高 22 m、长 600 m 的范围内,克服了地质条件多变的不利因素,首次在铁路复线扩堑中边坡采用深孔预裂、光面爆破,实

现了边坡稳定、平整,半孔率达90%以上。

【知识归纳】

(1) 与爆破有关的岩石物理性质主要包括孔隙率、容重、密度、硬度、碎胀性、裂隙性等。

(2) 与爆破有关的岩石力学性质中,不但要考虑其静力学性质,还需考虑其动力学性质。

(3) 岩石分级包括坚固性分级和可爆性分级。岩石的坚固性是指岩石抵抗外力造成破坏的能力,岩石的可爆性是指爆破作用对岩石破坏的难易程度。

(4) 露天爆破一般包括炮孔爆破和硐室爆破。按孔径、孔深的不同,炮孔爆破分为浅孔爆破和深孔爆破。

(5) 地质条件对爆破的影响分为岩石性质、地质结构、地形和地下水对爆破效果的影响。

(6) 露天炮孔爆破参数包括台阶高度和台阶坡面角、炮孔直径、孔深和超深、底盘抵抗线、孔距与排距、单位炸药消耗量、单孔装药量、堵塞长度和装药结构。

(7) 逐孔起爆是指通过使用不同时间间隔的地表雷管连接起爆网路,使整个网路能按照爆破设计的延期时间顺序实现逐个炮孔单独起爆的方法。

(8) 光面爆破是指沿开挖边界布置密集炮孔,采用不耦合装药或装填低威力炸药的方法,在主爆区岩体爆破后起爆,以形成平整轮廓面的技术。

预裂爆破是指沿开挖边界布置密集炮孔,采用不耦合装药或装填低威力炸药的方法,在主爆区岩体爆破前起爆,从而在爆破区和保留区之间形成预裂缝,以减弱主爆区对保留岩体的破坏并形成平整轮廓面的爆破技术。

(9) 硐室爆破参数包括药包布置参数、单位炸药消耗量和药量、爆破漏斗参数、爆堆参数。药包布置参数包括最小抵抗线、药包间距、药包层间距、排距、不逸出半径。单位炸药消耗量和药量包括标准抛掷爆破炸药单耗、集中装药量和条形装药量。爆破漏斗参数包括压缩圈半径、爆破漏斗作用半径、预留边坡保护层厚度、爆破漏斗可见深度。

【独立思考】

5-1 画图并说明深孔爆破的台阶要素。

5-2 什么是超钻?说明其在深孔爆破中的作用。超钻的大小对爆破效果有什么影响?

5-3 画图并说明毫秒延期爆破有哪几种起爆形式和起爆顺序。

5-4 垂直钻孔与倾斜钻孔各有什么优缺点?

5-5 确定深孔台阶爆破的台阶高度时必须满足什么要求?

5-6 深孔爆破的装药结构主要有哪几种?

5-7 逐孔起爆的优点是什么?

5-8 预裂爆破和光面爆破的质量标准各是什么?

5-9 绘图说明路堑爆破横断面上药包的布置原则和方法。

5-10 试述条形药包的装药结构和起爆方法。

5-11 阐述定向抛掷爆破的基本原理和药包布置原则。

5-12 进行硐室爆破设计时,怎样从地形图上确定药包的最小抵抗线?

5-13 硐室爆破的填塞如何进行?要注意哪些问题?

5-14 硐室爆破分为几种类型?其装药量如何计算?

【参考文献】

- [1] 金骥良,顾毅成,史雅语. 工程爆破安全. 北京:冶金工业出版社,2004.
- [2] 汪旭光. 爆破设计与施工. 北京:冶金工业出版社,2011.
- [3] 汪旭光,于亚伦,刘殿中. 爆破安全规程实施手册. 北京:人民交通出版社,2004.
- [4] 刘殿书,李胜林. 爆破工程. 北京:科学出版社,2011.
- [5] 郭学彬,张继春. 爆破工程. 北京:人民交通出版社,2007.
- [6] 韦爱勇. 工程爆破技术. 哈尔滨:哈尔滨工程大学出版社,2010.
- [7] 李夕兵. 凿岩爆破工程. 长沙:中南大学出版社,2011.

地下工程爆破

课前导读

□ 内容提要

本章的主要内容常用的地下工程爆破，包括井巷掘进爆破、隧道掘进爆破以及地下采矿爆破；详细介绍了巷道、隧道、立井掘进爆破炮孔布置，掏槽形式以及基本爆破参数的设计；结合地下采矿爆破的特点简单介绍了地下采矿浅孔、深孔和大直径深孔爆破。本章的教学重点及难点是井巷掘进和隧道掘进爆破掏槽形式与爆破参数设计。

□ 能力要求

通过本章的学习，学生应了解地下采矿爆破的特点及常用的地下采矿爆破种类，掌握巷道、隧道掘进断面炮孔分类，常用爆破掏槽形式，能进行井巷掘进与隧道掘进爆破参数设计。

6.1 概 述

地下工程爆破是指在地表以下岩体内部的空间开挖、矿产资源开采而进行的爆破作业,广泛用于地下矿山的采掘、交通隧道建设、水利水电硐室建设、各类民用和军用地下工程设施建设。不同的地下工程需采用不同的爆破开挖方法和施工工艺。

地下工程施工工艺有传统的钻爆法和机械开挖掘进机施工法。钻爆法又称矿山法,是以钻孔和爆破破碎岩石为主要工序的地下工程开挖施工方法。钻爆法对地质适应性强、开挖成本低,是岩石开挖的主要手段,特别是对岩石坚固性系数 f 大于 6 的坚硬岩石,钻爆法是最为经济和有效的开挖方法。

6.2 井巷掘进爆破

井巷工程是指为进行采矿和建设其他工程,在地下开凿的各类通道和硐室的总称。其中,开凿在岩体或矿层中不直通地表的水平通道,称为平巷(水平巷道);在地层中开凿的直通地面的竖直巷道称为平硐。

井巷掘进爆破包括平(斜)巷掘进爆破、井筒掘进爆破和硐库开挖爆破。它们广泛应用于矿山、水利水电、大型油库等工程。井巷掘进爆破作业的最大特点是只有一个自由面,这就决定了在井巷掘进爆破中很难加深炮孔的深度。

巷道掘进爆破中的炮孔,按其位置和作用的不同,分为掏槽孔、崩落孔、周边孔三种(图 6-1)。

① 掏槽孔。其用于爆破出新的自由面,为其他炮孔创造有利的爆破条件。有时,为了提高掏槽爆破效果,紧邻掏槽孔还布置有少数辅助孔,起扩大掏槽孔爆破后形成槽腔的作用。为了提高其他炮孔的爆破效果,掏槽孔应比其他炮孔加深 0.15~0.25 m。

② 崩落孔。其是破碎岩石的主要炮孔。经掏槽孔爆破后,崩落孔就有了足够大的平行或大致平行于炮孔的第二个自由面,能在该自由面方向上形成较大体积的岩石爆破。

③ 周边孔。其又称轮廓孔,主要作用是使爆破后的巷道断面、形状和方向符合设计要求。周边孔按其所在位置的不同,又分为拱顶孔、底板孔和帮部孔。

不同炮孔布置的方法和原则:

① 工作面上各类炮孔的布置原则是“抓两头,带中间”。首先选择适当的掏槽方式和掏槽位

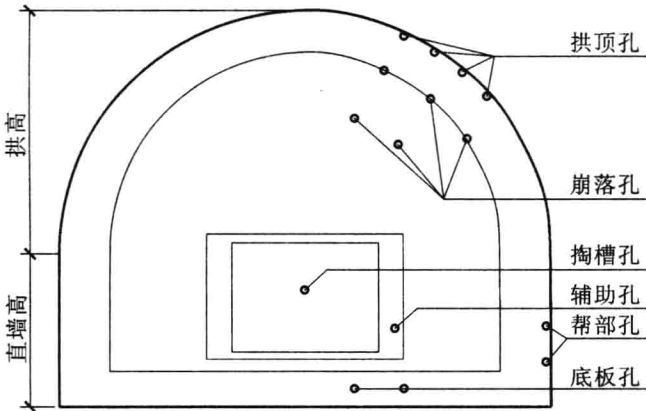


图 6-1 巷道不同位置炮孔的名称

置,然后布置好周边孔,最后根据断面大小布置崩落孔。

② 掏槽孔的位置会影响岩石的抛掷距离和破碎块度,通常将其布置在断面的中央偏下,并应将其布置得较为均匀。

③ 周边孔一般布置在断面轮廓线上。按光面爆破要求,各炮孔要相互平行,孔底应落在同一平面上。底板孔的最小抵抗线和炮孔间距通常与崩落孔相同,为保证爆破后在巷道底板不留“根底”,并为铺轨创造条件,底板孔孔底要超过底板轮廓线。

④ 布置好周边孔和掏槽孔后,再布置崩落孔。崩落孔是以槽腔为自由面而层层布置的,均匀分布在被爆岩体上,并应根据断面大小和形状调整好最小抵抗线和邻近系数。

6.2.1 巷道掘进爆破

巷道是地下矿山的脉络,根据倾角可将其划分为平巷和斜巷。巷道掘进爆破的特点是只有一个自由面,同时炮孔深度受到限制,一般只有 1.5~3.0 m。

6.2.1.1 掏槽形式

根据巷道断面、岩石性质和地质构造等条件,掏槽孔的排列形式种类繁多,归纳起来有 3 种:倾斜孔掏槽、直孔掏槽和混合式掏槽。倾斜孔掏槽和直孔掏槽对比见表 6-1。

表 6-1 倾斜孔掏槽和直孔掏槽对比

名称	倾斜孔掏槽	直孔掏槽
特点	掏槽孔与工作面按一定角度斜交布置	掏槽孔垂直于工作面,相互平行布置,并有不装药的空孔
常见形式	单向掏槽、锥形掏槽、楔形掏槽、复式楔形掏槽	龟裂掏槽、桶形掏槽、螺旋形掏槽
优点	1. 适用于各类岩层的爆破,掏槽效果好; 2. 槽腔体积较大,能将槽腔内的岩石全部或大部分抛出,形成有效的自由面,为崩落孔的爆破创造有利的破岩条件; 3. 槽孔的位置和倾角的精确度对掏槽效果的影响较小	1. 炮孔垂直于工作面,炮孔深度不受巷道断面限制,便于进行中深孔爆破; 2. 掏槽参数可不随炮孔深度和巷道断面改变,只需调整装药量; 3. 易于实现多台钻机的平行作业; 4. 爆堆集中,抛掷距离小,不易崩坏设备
缺点	1. 钻孔的角度不易控制,多台钻机同时作业相互干扰较大; 2. 掏槽孔的深度受巷道宽度限制; 3. 掏槽参数与巷道断面和炮孔深度有关; 4. 爆堆分散,岩石抛掷距离较大	1. 炮孔数目多,使用雷管的段数多; 2. 装药量大,炸药消耗多,掏出的槽腔体积较小; 3. 槽孔的间距较小,对槽孔的间距和平行度要求高; 4. 在有瓦斯和煤尘爆炸危险的掘进工作面使用空孔掏槽爆破,存在安全隐患

(1) 倾斜孔掏槽

倾斜孔掏槽的特点是掏槽与工作面斜交,通常分为单向掏槽、锥形掏槽和楔形掏槽。

① 单向掏槽。单向掏槽的掏槽孔排列成一行,并朝一个方向倾斜。其适用于软岩(钾岩、石膏等)或具有层理、节理、裂隙或软岩夹层的岩石。爆破时可根据自然弱面存在的情况,分别采用顶部掏槽、底部掏槽或侧向掏槽。掏槽孔倾斜角度依岩石爆性不同取 50°~70°,与此相邻的第二排孔也要适当倾斜,如图 6-2 所示。

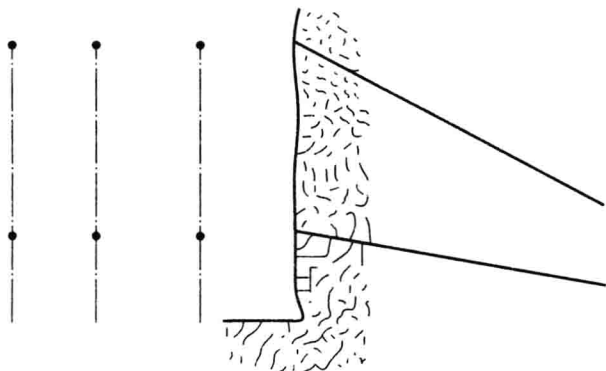


图 6-2 单向掏槽

② 锥形掏槽。炮孔呈同等角度向工作面中心轴线倾斜，孔底趋于集中，但相互不贯通，爆破后形成锥形槽(图 6-3)。掏槽孔主要参数根据炮孔有关参数视岩石性质而定，施工中可参考表 6-2 选取。表中参数适用于孔深在 2 m 以内的浅孔爆破。

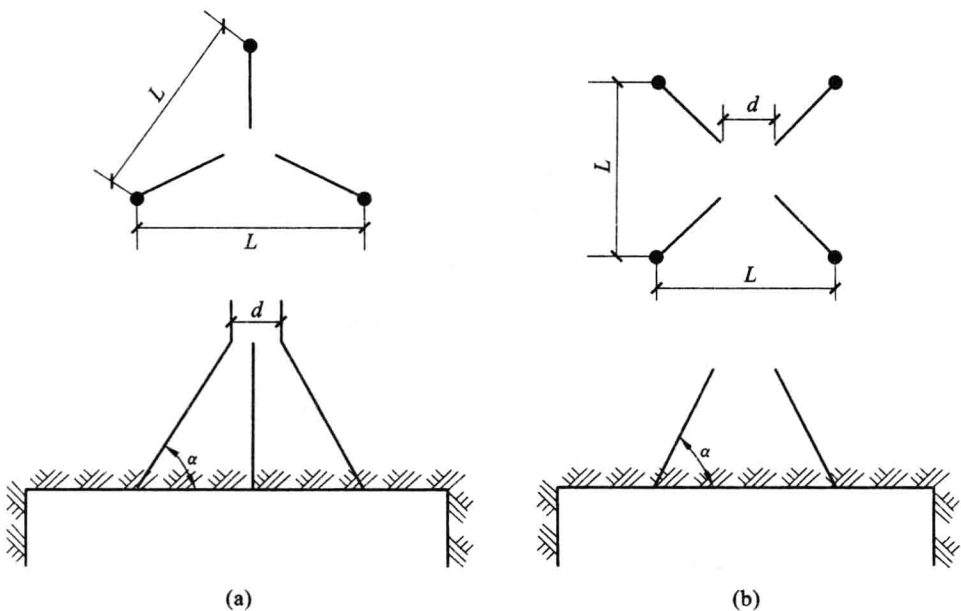


图 6-3 锥形掏槽
(a) 三角锥形；(b) 四角锥形

表 6-2 锥形掏槽孔主要参数

岩石坚固性系数 f	炮孔倾角/ $^{\circ}$	相邻炮孔间距/m	
		孔口间距	孔底间距
2~6	75~70	1.00~0.90	0.4
6~8	70~68	0.90~0.85	0.3
8~10	68~65	0.85~0.80	0.2
10~13	65~63	0.80~0.70	0.2
13~16	63~60	0.70~0.60	0.15

续表

岩石坚固性系数 f	炮孔倾角/ $^{\circ}$	相邻炮孔间距/m	
		孔口间距	孔底间距
16~18	60~58	0.60~0.50	0.10
18~20	58~55	0.50~0.40	0.10

③ 楔形掏槽。楔形掏槽通常由两排及两排以上对称的倾斜炮孔组成,爆破后形成楔形槽。其中,两排炮孔的称为单楔形掏槽[简称楔形掏槽,图 6-4(a)];对于较为坚硬难爆的岩石,可采用二级或三级楔形掏槽或多级大楔形掏槽,如图 6-4(b)、(c)所示。

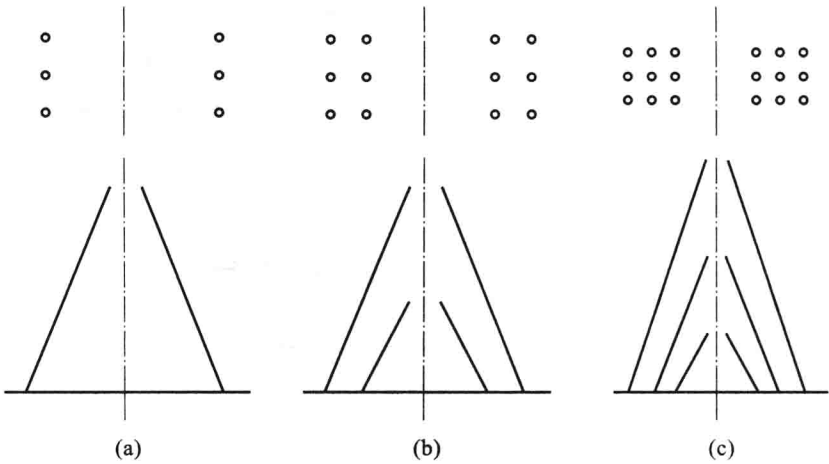


图 6-4 常用的楔形掏槽

(a) 单楔形掏槽;(b) 双楔形掏槽;(c) 三楔形掏槽

楔形掏槽中,每对掏槽孔孔口间距为 0.2~0.6 m,孔底间距为 0.1~0.2 m。掏槽孔与工作面间的夹角为 55°~75°。当岩石硬度在中硬以上、断面大于 14 m² 时,可采用表 6-3 中所列的参数。当岩石更为坚硬时,宜采用双楔形掏槽或三楔形掏槽。

表 6-3 楔形掏槽的主要参数

岩石坚固性系数 f	掏槽孔与工作面间的夹角/ $^{\circ}$	两排掏槽孔孔口间距/m	掏槽孔个数/个
2~6	75~70	0.6~0.5	4
6~8	70~65	0.5~0.4	4~6
8~10	65~63	0.4~0.35	6
10~12	63~60	0.35~0.30	6
12~16	60~58	0.30~0.20	6
16~20	58~55	0.20	6~8

(2) 直孔掏槽

直孔掏槽也称平行空孔直线掏槽,其所有掏槽孔均垂直于工作面且相互平行,其中有几个不装药的空孔,作为装药炮孔爆破时的辅助自由面和破碎体阵的补偿空间。直孔掏槽通常分为龟裂掏槽、桶形掏槽和螺旋形掏槽。

① 龟裂掏槽。无论是垂直龟裂掏槽还是水平龟裂掏槽，掏槽孔均布置在一条直线上，彼此间严格平行，装药孔与空孔间隔布置(图 6-5)。掏槽孔数目取决于巷道断面大小和岩石的坚固性系数：对于中硬以上岩石，一般布置 3~7 个孔，孔间距离为 8~15 cm。空孔直径与装药孔直径相同，可取为 50~100 mm。此种掏槽方式最适用于工作面有较软的夹层或接触带相交的情况，这时可将掏槽孔布置在较软或接触带附近的部位。

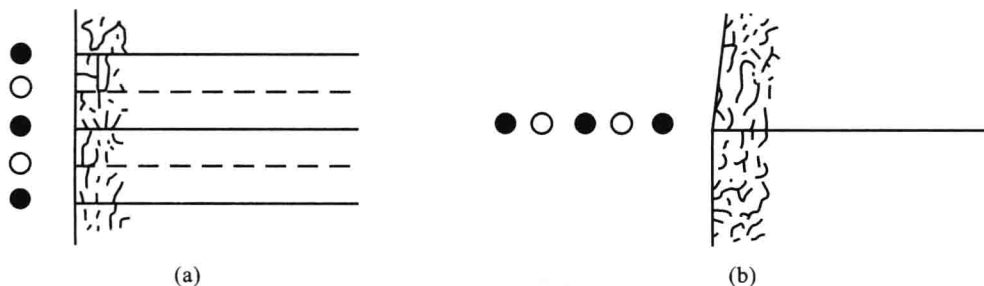


图 6-5 龟裂掏槽

(a) 垂直龟裂掏槽；(b) 水平龟裂掏槽

② 桶形掏槽。桶形掏槽也称角柱形掏槽，各掏槽孔互相平行且呈对称形式。掏槽孔由 4~7 个炮孔组成，其中有 1~4 个空孔。桶形掏槽应用广泛，大、中、小断面均可采用(图 6-6)。如果岩石较硬，可采用直径为 75~100 mm 的大直径空孔。

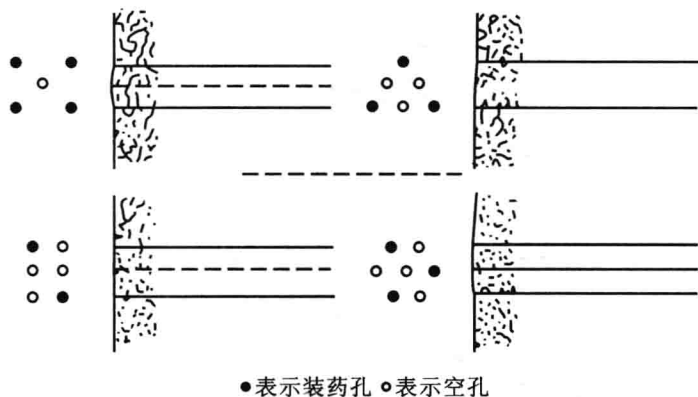


图 6-6 桶形掏槽

③ 螺旋形掏槽。在这种掏槽孔排列形式中，掏槽孔呈螺旋状，各装药孔至空孔的距离依次递增呈螺旋形布置，并按由近及远的起爆顺序起爆，形成非对称桶形。空孔可以是小直径，也可以是大直径(图 6-7)。其适用于较均质岩石。

(3) 混合式掏槽

混合式掏槽是指两种或两种以上掏槽方式混合使用的掏槽形式，如在遇到岩石特别坚硬或巷道断面较大时，可采用桶形与锥形混合掏槽。

6.2.1.2 炮孔直径

炮孔直径的大小直接影响钻孔速度、工作面的炮孔数目、单位炸药消耗量、爆落岩石的块度和巷道轮廓的平整性。炮孔直径增加意味着药卷直径增加，这有利于爆炸稳定性的提高，增大爆速。但是，炮孔直径过大不仅会使钻速降低，而且因炮孔数目的减少而影响药量的均匀分布，使岩石破

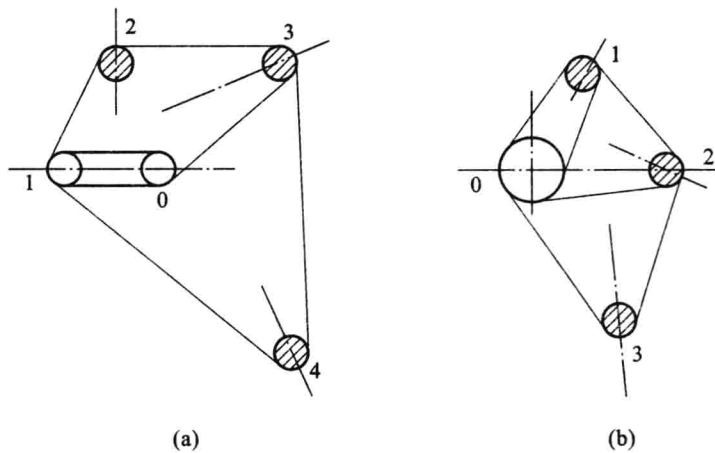


图 6-7 螺旋形掏槽
(a) 小直径空孔;(b) 大直径空孔

碎质量变差。目前,国内平巷掘进大多采用手持式凿岩机和气腿式凿岩机钻孔,孔径有两种类型:普通型和小直径型(小直径炮孔和小直径药卷)。其规格列于表 6-4 中。

表 6-4 两种类型孔径的规格

类型	孔径/mm	药径/mm	类型	孔径/mm	药径/mm
普通型	40~42	32~35	小直径型	34~35	27

采用重型凿岩机或凿岩台车时,炮孔直径可增大至 45~55 mm,装配直径 40~45 mm 的药卷进行深孔掘进爆破。

6.2.1.3 炮孔深度

炮孔深度(简称孔深)是指炮孔底部到自由面的垂直距离。

影响炮孔深度的因素主要有:岩石的硬度、炸药的性能、巷道的断面和凿岩机的性能。孔深的大小不仅影响着掘进工序的工作量和完成各工序的时间,而且影响爆破效果和掘进速度。它是决定每班掘进循环次数的主要因素。为了实现快速掘进,在提高机械化程度、改善循环技术和改进工作组织的前提下,应力求加大孔深并减少循环次数。在目前大多采用手持式凿岩机和气腿式凿岩机钻孔的条件下,采用普通型孔径(40~42 mm)时,孔深以不超过 3.0 m 为宜。

按任务确定炮孔深度:

$$H = \frac{L_{\text{总}}}{TN_m N_s N_x \eta} = \frac{h}{\eta} \tag{6-1}$$

式中 H ——炮孔深度, m;
 $L_{\text{总}}$ ——巷道掘进全长, m;
 T ——计划完成掘进任务的月数;
 N_m ——每月工作日,一般为 25 d;
 N_s ——每天完成掘进班数,为 3 或 4;
 N_x ——每班完成循环数;
 η ——炮孔利用率;

h ——每掘进循环计算进尺, m。

6.2.1.4 炮孔数目

炮孔数目与掘进断面、岩石性质、炮孔直径、炮孔深度和炸药性能等因素有关。确定炮孔数目的基本原则是在保证爆破效果的前提下, 尽可能地减少炮孔数目。

炮孔数目通常可根据巷道断面和岩石硬度系数按式(6-2)估算:

$$N = 3.3 \sqrt[3]{fS^2} \quad (6-2)$$

式中 N ——炮孔数目, 个;

f ——岩石坚固性系数;

S ——巷道掘进断面面积, m^2 。

也可用明捷利公式计算:

$$N = \frac{232 \sqrt{f} S^{0.16} L^{0.19} e}{d_c} \quad (6-3)$$

式中 L ——炮孔深度, m;

d_c ——炮孔直径, mm;

e ——炸药换算系数。

其他符号意义同式(6-2)。

6.2.1.5 单位炸药消耗量

爆破 $1 m^3$ 原岩所消耗的炸药量称为单位炸药消耗量, 简称单耗。炸药单耗不仅影响有效进尺、岩石破碎块度、爆堆形状、飞石距离, 而且影响巷道轮廓形状、围岩稳定性和材料消耗, 因此合理确定炸药单耗具有十分重要的意义。炸药单耗的大小取决于炸药性能、岩石性质、巷道断面、炮孔直径和炮孔深度等因素。在实际工程中, 大多采用经验公式计算, 再通过试验来修正。

常用的经验公式有:

① 修正的普氏公式。

$$q = 1.1 k_0 \sqrt{\frac{f}{S}} \quad (6-4)$$

式中 q ——单位炸药消耗量, kg/m^3 ;

S ——巷道掘进断面面积, m^2 ;

k_0 ——考虑炸药爆力的校正系数, $k_0 = 525/p$ (p 为爆力, 单位为 mL)。

② 明捷利公式。

$$q = \left(\sqrt{\frac{f-4}{1.8}} + 4.8 \times 10^{-0.15S} \right) C k \varphi e \quad (6-5)$$

式中 C ——考虑装药直径的系数, 见表 6-5;

k ——考虑炮孔深度的系数, 见表 6-6;

e ——炸药爆力修正系数, 爆力为 3600 mL 时, 取 $e=1$;

φ ——装药密度的校正系数, 在通常的装药条件下, φ 的取值为 0.7~0.8。

表 6-5 装药直径对炸药单耗的影响系数 C

装药直径/mm	32	36	40	45
影响系数 C	1.0	0.94	0.88	0.85

表 6-6 炮孔深度对炸药单耗的校正系数 k

岩石坚固性系数 f	炮孔深度/m			
	1.5	2.0	2.5	3.0
3~4	1.0	0.8	0.77	0.91
4~5	1.0	0.8	0.85	—
5~8	1.0	0.8	0.9	—
8~10	1.0	0.9	1.00	—
>10	1.0	1.06	1.11	—

确定了单位炸药消耗量后,根据每一掘进循环爆破的岩石体积,按式(6-6)计算出每一循环所使用的总药量:

$$Q=qV=qSL\eta \tag{6-6}$$

式中 V ——每一循环爆破的岩石体积, m^3 ;
 S ——巷道掘进断面面积, m^2 ;
 L ——炮孔深度,m;
 η ——炮孔利用率,一般取 0.8~0.95。

6.2.1.6 爆破说明书和爆破图表

爆破说明书和爆破图表是井巷施工组织设计中的一个重要组成部分,是指导、检查和总结爆破工作的技术文件。编制爆破说明书和爆破图表时,应根据岩石性质、地质条件、设备能力和施工队伍的技术水平等合理选择爆破参数,尽量采用先进的爆破技术。

爆破说明书的主要内容包括:

- ① 爆破工程的原始资料。其包括井巷名称、用途、位置、断面形状和尺寸,穿过岩层的性质、地质条件及瓦斯情况等。
- ② 选用的钻孔爆破器材。其包括凿岩机具的型号和性能,炸药、雷管的品种。
- ③ 爆破参数的确定。其包括掏槽方式和掏槽爆破参数、光面爆破参数、崩落孔爆破参数的确定。
- ④ 爆破网路的计算和设计。
- ⑤ 爆破安全措施。

根据爆破说明书绘出爆破图表。在爆破图表中应有炮孔布置图和装药结构图、炮孔布置参数和装药参数项,以及预期的爆破效果和经济指标。

爆破图表的编制见图 6-8、表 6-7。

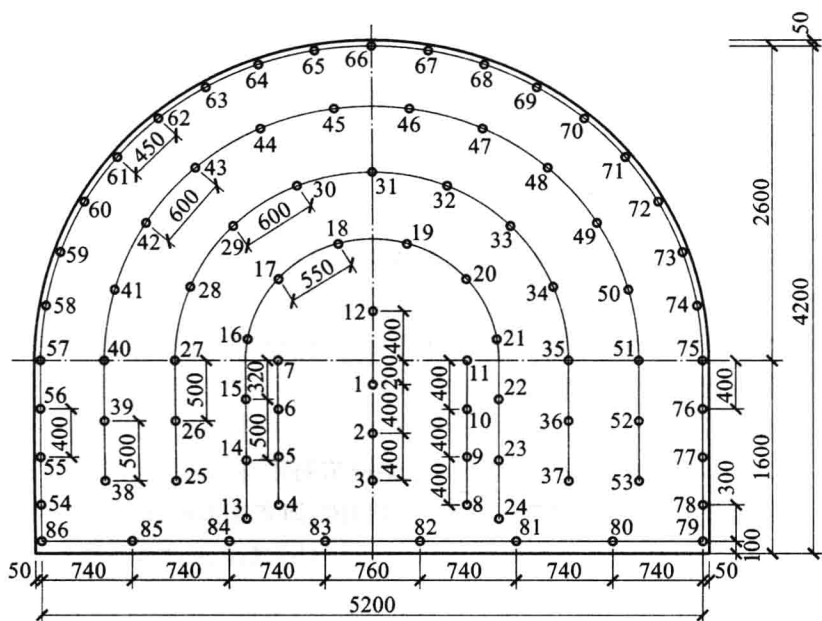


图 6-8 某巷道掘进爆破炮孔布置图

表 6-7 某巷道爆破参数表

炮孔 名称	炮孔 序号	孔数 /个	孔深 /m	孔距 /mm	圈距 /mm	装药量			起爆 顺序	连线 方式
						卷/孔	kg/孔	合计/kg		
中心直孔	1~3	3	2.6	400		3.0	0.99	2.97	I、II	串 并 联
掏槽孔	4~11	8	2.6	400	750	4.0	1.32	10.56	I	
崩落孔①	12~24	13	2.3	500,550	250	3.0	0.93	12.09	II	
崩落孔②	25~37	13	2.3	500,600	550	3.0	0.93	12.09	III	
崩落孔③	38~53	16	2.3	500,600	550	3.0	0.93	14.88	IV	
帮部孔	54~57	8	2.3	400	500	3.0	0.93	7.44	V	
	75~78									
拱顶孔	58~74	17	2.3	450	500	2.0	0.62	10.54	V	
底板孔	79~86	8	2.3	740,760		3.0	0.93	7.44	V	
合计		86						78.01		

6.2.2 立(竖)井掘进爆破

所谓立(竖)井,就是指服务于各种工程在地层中开凿的直通地面的竖直通道;而斜井是在地层中开凿的直通地面的倾斜巷道。

在地下矿山中,立(竖)井是通向地表的主要通道,是提取矿石、岩石,升降人员,运输材料和设备,以及通风、排水的咽喉。在长大隧道的开挖工程中,为缩短工期,往往需要掘进立(竖)井、斜井以增加工作面和改善通风条件。在水利、水电工程中,永久船闸输水系统、抽水蓄能电站也都需要掘进立(竖)井。

6.2.2.1 立(竖)井工作面炮孔布置

立(竖)井一般采用圆形断面,其优点是承压性能好、通风阻力小、便于施工。炮孔呈同心圆布置。同心圆数目一般为 3~5 圈,其中最靠近开挖中心的 1~2 圈为掏槽孔,最外一圈为周边孔,其余为崩落孔。

(1) 掏槽孔的形式

掏槽孔的形式最常用的有圆锥形掏槽和直孔桶形掏槽两种。

① 圆锥形掏槽。

圆锥形掏槽与工作面的夹角(倾角)一般为 $70^{\circ}\sim 80^{\circ}$,掏槽孔比其他炮孔深 0.2~0.3 m。各孔底间距不得小于 0.2 m[图 6-9(a)]。

② 直孔桶形掏槽。

圈径通常为 1.2~1.8 m,孔数为 4~7 个。在坚硬岩石中爆破时,为减小岩石夹制力,除选用高威力炸药和增加装药量以外,还应采用二级或三级掏槽,即布置多圈掏槽,并按圈分次爆破,相邻各圈间距为 0.2~0.3 m,由里向外逐圈扩大加深[图 6-9(b)、(c)、(d)],各圈孔数分别控制在 4~9 个。

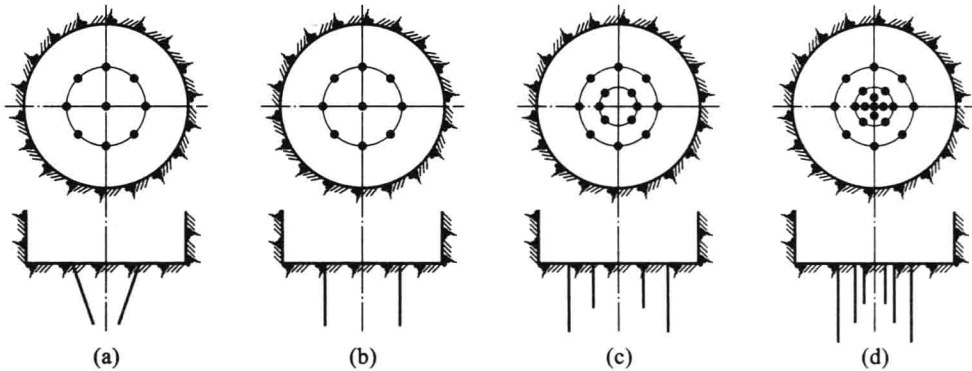


图 6-9 立井掘进的掏槽形式

(a) 圆锥形掏槽;(b) 一级桶形掏槽;(c) 二级桶形掏槽;(d) 三级桶形掏槽

为改善岩石破碎和抛掷效果,也可在井筒中心布置 1~3 个空孔。空孔深度较其他炮孔深 0.5 m 以上,并在孔底装入少量炸药,最后起爆。

采用圆锥形和直孔桶形掏槽时,掏槽圈直径和炮孔数目可参考表 6-8 选取。

表 6-8 掏槽圈直径和炮孔数目

掏槽参数		岩石坚固性系数 f				
		1~3	4~6	7~9	10~12	13~16
掏槽圈直径/m	圆锥形掏槽	1.8~2.2	2.0~2.3	2~2.5	2.2~2.6	2.2~2.8
	直孔桶形掏槽	1.8~2.0	1.6~1.8	1.4~1.6	1.3~1.5	1.2~1.3
炮孔数目/个		4~5	4~6	5~7	6~8	7~9

(2) 崩落孔和周边孔的布置原则

崩落孔介于掏槽孔和周边孔之间,可布置多圈。其最大圈与周边孔的距离应满足光爆层要求,以 0.5~0.7 m 为宜;其余崩落孔的圈距取 0.6~1.0 m,按同心圈布置,孔距为 0.8~1.2 m。

周边孔有两种布置方式:

① 采用深孔光面爆破时,将周边孔布置在井筒轮廓线上,孔距取 $0.4\sim 0.6\text{ m}$ 。为便于钻孔,孔口略向内倾斜,孔底偏出轮廓线 $0.05\sim 0.1\text{ m}$ 。

② 采用非光面爆破时,则将炮孔布置在距井帮 $0.15\sim 0.3\text{ m}$ 的圆周上,孔距为 $0.6\sim 0.8\text{ m}$ 。孔口向内倾斜,使孔底落在掘进面轮廓线上。与深孔光面爆破相比,易出现井帮凸凹不平,岩壁破碎,稳定性差等问题。

6.2.2.2 立(竖)井爆破的起爆网路

立(竖)井掘进爆破大多采用导爆管雷管或电磁雷管起爆网路。

导爆管雷管起爆网路多采用接力式簇联网路,即用一发或两发电雷管引爆若干发捆绑导爆管雷管,再由捆绑导爆管雷管引爆炮孔中的雷管,用普通起爆器起爆。由于导爆管具有良好的抗杂散电流性能,因此在捆绑电雷管之前的连线工作中可以不切断工作面的电源,从而改善了井筒内连线时的照明度,有利于提高装药质量,改善爆破效果。装药连线时要特别注意以下两点:

① 不能剪断导爆管,要检查雷管的导爆管是否封堵严密,封堵不严易受潮或进水,从而导致雷管拒爆。

② 捆绑雷管时要防止雷管飞片切断导爆管造成拒爆。

电磁雷管是由穿过磁环的爆破母线所提供的高频起爆电流引爆的,使用时不需要按电流大小设计爆破网路,只需用一根单芯导线穿过所有起爆雷管的磁环,并与放炮母线相连即可。

6.2.3 井巷掘进爆破设计实例

【例 6-1】 潘集第一煤矿—790 m 西翼轨道大巷断面为直墙半圆拱形,墙高 1.60 m ,断面净宽 5.5 m 、净高 4.35 m ,净断面积为 20.679 m^2 ;采用锚网喷支护,喷层厚度为 100 mm 。巷道掘进宽度为 5.7 m ,掘进高度为 4.45 m ,掘进断面积为 21.879 m^2 。岩性以泥岩、砂质泥岩为主,较坚硬,坚固性系数 f 值为 $6\sim 7$ 。试进行爆破设计。

【解】 (1) 总体方案设计

设计采用中深孔爆破,钻孔采用 CMJ2-27 液压钻车,配球齿型钎头,钎头直径为 42 mm ,钎杆长 3.5 m 。炸药采用二级煤矿水胶炸药,规格有 $\phi 35\text{ mm}\times 330\text{ mm}\times 350\text{ g}$ 和 $\phi 27\text{ mm}\times 430\text{ mm}\times 280\text{ g}$,掏槽孔、崩落孔、帮部孔和底板孔都采用 $\phi 35\text{ mm}$ 药卷,周边孔采用 $\phi 27\text{ mm}$ 药卷。采用 4.0 m 长脚线的 $1\sim 5$ 段毫秒延期电雷管。

(2) 爆破参数设计

① 炮孔深度。

根据钻孔机具、岩石条件、施工条件、钻孔时间和循环作业时间等,设计掏槽孔深度为 2.5 m ,其他炮孔深度为 2.3 m 。

② 掏槽孔形式和掏槽爆破参数。

采用楔形斜孔掏槽,由于巷道断面大,故设计 8 个楔形槽孔,对称布置,对称槽孔间距为 $1.6\sim 1.7\text{ m}$,上下孔间距为 $350\sim 400\text{ mm}$ 。为增强槽腔内岩石的破碎效果,增强槽腔底部岩石的破碎和运动效果,在槽腔中心布置三个与楔形槽孔同深的直孔。要求钻孔时满足方向(角度)和深度要求,孔底间距控制为 $200\sim 300\text{ mm}$,中心两个槽孔装药同用一段雷管起爆。

③ 周边光面爆破参数。

周边孔采用光面爆破技术。炮孔应布置在巷道掘进轮廓线上,钻孔时向外偏斜,孔底落在轮廓

线外 50~100 mm 处,炮孔相互平行,深度一致。设计拱顶孔孔距为 300~400 mm,帮部孔孔距为 400 mm。周边孔炮孔密集系数取 0.8 左右,因此周边孔的最小抵抗线取 450~500 mm。

④ 其他炮孔爆破参数。

根据断面岩层情况,在掏槽孔和周边孔间适当、均匀布置崩落孔。要求紧挨掏槽孔的崩落孔与掏槽孔孔口间距控制为 200~300 mm,其他崩落孔间距和排距控制为 600~700 mm,炮孔密集系数 m 控制为 0.8~1.2。底板孔开孔可高出巷道底板 100~200 mm,适当下扎,孔底可落在巷道底板外 150~200 mm。

⑤ 装药结构。

设计采用水垫层(装水炮泥)装药结构、连续反向起爆,水垫层置于装药药卷上部。

⑥ 起爆顺序。

设计采用全断面一次起爆,串并联起爆网路。起爆顺序为:掏槽孔→崩落孔→周边孔。具体见炮孔布置图(图 6-10)和爆破参数表(表 6-9)。

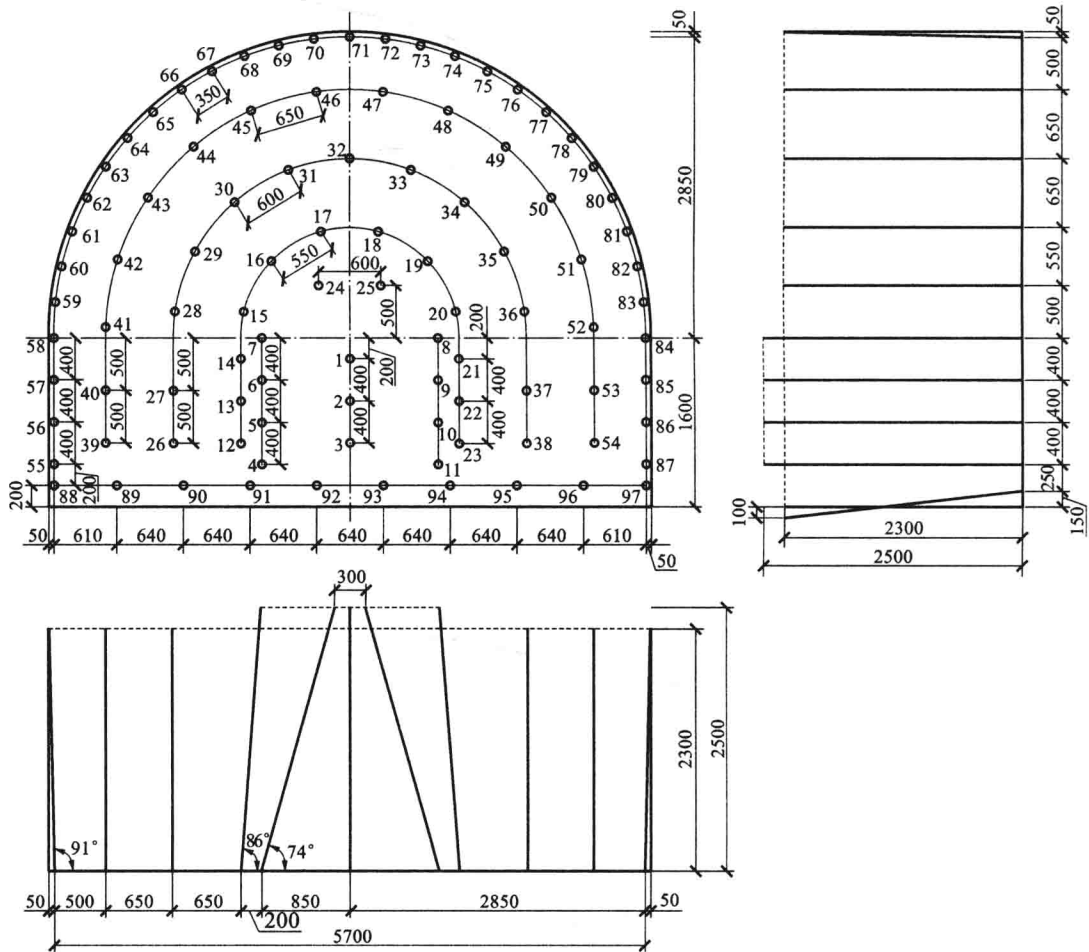


图 6-10 例 6-1 图

表 6-9 例 6-1 爆破参数表

炮孔名称	编号	孔数 /个	孔深 /m	孔距 /mm	圈距 /mm	装药量			起爆 顺序	连线 方式
						卷/孔	kg/孔	合计/kg		
中心孔	1~3	3	2.5	400		3.0	1.05	3.15	I	串 并 联
掏槽孔	4~11	8	2.5	400	700	3.0	1.05	8.40	I	
辅助孔	12~19	8	2.3	400	200	3.0	1.05	14.70	II	
	20~25	6		500						
崩落孔①	26~38	13	2.3	500	650	3.0	1.05	13.65	III	
				600						
崩落孔②	39~54	16	2.3	500	650	3.0	1.05	16.80	IV	
				650						
帮部孔	55~58	8	2.3	400	500	3.0	1.05	8.40	V	
	84~87									
拱顶孔	59~83	25	2.3	410	500	1.0	0.35	8.75	V	
底板孔	88~97	10	2.3	610		4.0	1.40	14.00	V	
				640						
合计		97						87.85		

【例 6-2】 恒源煤矿北风井井筒设计净直径为 6 m，井筒全深 993.5 m，冻结基岩段掘进直径为 8.3 m，掘进断面面积 $S=54.079\text{ m}^2$ 。岩性以浅灰、灰白色砂岩为主，具有铁锰质浸染，岩石较完整；经测试，坚固性系数 f 为 12 左右。试进行爆破方案设计。

【解】 (1) 总体方案设计

采用 SJZ-6.7 型伞形钻架，配 6 台 YT-70 型独立回转凿岩机(选用 B25 mm×4700 mm 中空六角钻杆， $\phi 55\text{ mm}$ 柱齿型合金钢钻头)钻孔。选用抗冻性高威力岩石水胶炸药；掏槽孔采用较大直径的炮孔和药卷($\phi 55\text{ mm}$ 钎头， $\phi 45\text{ mm}$ 药卷)，以增强掏槽孔的爆破能力，其他炮孔则可采用较小直径的炮孔和装药($\phi 45\text{ mm}$ 钎头， $\phi 35\text{ mm}$ 药卷)。采用 1~11 段导爆管雷管起爆，8 m 长脚线。

采用两阶炮孔同深的筒形直孔掏槽方式，掏槽中心设置大直径空孔。

(2) 爆破参数设计

① 炮孔深度。

在已有中深孔爆破经验的基础上，结合岩石条件、施工条件、钻孔时间和循环作业时间等，设计炮孔深度为 4.0 m。

② 掏槽形式和掏槽爆破参数。

掏槽爆破的效果直接影响着循环进尺，也影响着其他炮孔的爆破质量。设计采用两阶同深直孔筒形掏槽，掏槽孔比周边孔深 300 mm。

③ 周边孔爆破参数。

周边孔采用光面爆破技术，炮孔应布置在井筒掘进轮廓线上，钻孔时向外偏斜，炮孔相互平行、深度一致。

④ 装药结构。

掏槽孔和崩落孔采用连续装药结构,周边孔采用轴向空气柱装药结构。

⑤ 起爆顺序。

设计采用全断面一次起爆,串联或串并联起爆网路。起爆顺序为:掏槽孔→崩落孔→周边孔。具体见炮孔布置图(图 6-11)和爆破参数表(表 6-10)。施工时要严格按设计的雷管段别和起爆顺序作业。

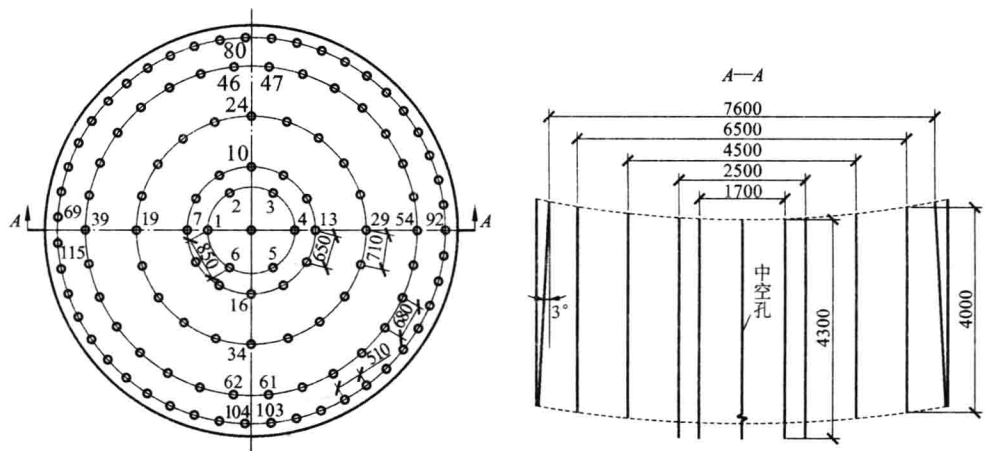


图 6-11 例 6-2 图

表 6-10

例 6-2 爆破参数表

圈号	炮孔名称	炮孔编号	每圈孔数	炮孔角度	炮孔深度	炮孔位置		装药量				雷管段别	连线方式
						炮孔间距	炮孔圈径	单孔		圈孔			
								药卷/个	质量/kg	药卷/个	质量/kg		
1	掏槽孔①	1~6	6	90	4.3	850	1700	6	4.80	36	28.8	1	捆扎束联
2	掏槽孔②	7~18	12	90	4.3	650	2500	5	4.00	60	48.0	5	
3	崩落孔①	19~38	20	90	4.0	710	4500	7	3.50	140	70.0	7	
4	崩落孔②	39~68	30	90	4.0	680	6500	6	3.00	180	90.0	9	
5	周边孔	69~115	47	87	4.0	510	7600	3	1.50	141	70.5	11	
合计			115								307.3		

6.3 隧道掘进爆破

隧道是公路、铁路等建设的重点和关键工程。随着铁路建设和科技的进步,隧道开挖方法得到了迅猛发展。比较常用的开挖方法有钻爆法、盾构法和掘进机法。由于钻爆法对地质条件适应性强,开挖成本低,特别适用于坚硬岩石隧道、破碎岩石隧道及大量短隧道的施工,因此钻爆法仍是当前国内外常用的隧道开挖方法。

隧道掘进与矿山平巷掘进方法基本相同,但与矿山平巷掘进方法相比,其特点是:

① 隧道断面尺寸较大,其高度和跨度一般在 8.0 m 左右,双线隧道跨度大于 10.0 m,要求在爆破作业中尽量减少爆破对围岩的破坏。

② 隧道多处在地质条件复杂多变地段,尤其对于浅埋隧道(埋深小于 2 倍跨度的隧道),岩石风化破碎,受裂隙水和地表水影响较大。因此,应充分考虑岩层的节理、裂隙、软弱夹层、滴漏水等对钻孔和爆破效果的影响。

③ 隧道服务年限长,造价昂贵,且维修和养护时常需中断、停止隧道的使用,这对运营很不利,因此在施工中必须确保良好的工程质量。

④ 隧道爆破对钻孔质量要求高。既要使隧道方向正确,满足精度要求,又要使爆破后隧道断面达到设计标准,不允许欠挖和超挖过大。因此,必须保证钻孔位置、方向和深度准确,才能达到设计开挖要求。

隧道开挖方法与隧道爆破方案之间有着密切关系。隧道开挖方法主要根据隧道地质条件、机械设备、技术水平及工期确定,目前有以下几种常用的方法。

(1) 全断面开挖法

全断面开挖法是在地质条件较好的隧道施工中,以凿岩台车和钻孔、装药、堵塞、起爆网路连接,一次完成整个断面开挖,并以装碴、运输机械完成出碴作业的方法(图 6-12)。

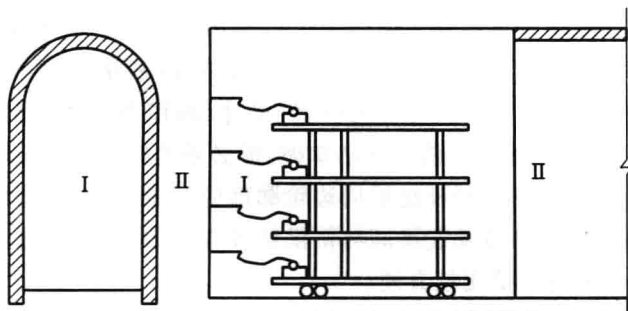


图 6-12 全断面开挖法施工示意图

全断面开挖法施工场地宽敞,工作面空间大,能充分发挥机械的效能,便于大型机械作业;只有一道开挖工序,干扰少,工序集中,开挖工效高,施工进度快,最大限度地减少了开挖过程中对隧道围岩的扰动;开挖断面大,受岩石夹制作用小,有利于较大规模的爆破作业,能充分发挥隧道深孔钻爆的作用;管理方便,通风、排水及管线布置简单,运输方便。国内铁路隧道如秦岭隧道施工采用全断面开挖法,成功地实现了月掘进量达 350 m 以上,最高达 450 m 以上。实践表明,全断面开挖法是隧道掘进合理、先进的开挖方法。

(2) 台阶开挖法

台阶开挖法是先以上半断面或弧形导坑快速贯通,或掘进到一定里程时停止前进,然后用大型机械一次扩大为全断面的开挖方法。应用半断面和弧形导坑可以实现快速掘进,从而起到提早探明地质,提早处理特殊地质,提早贯通以利通风排水的作用;将全断面分两次爆破,可以起到降低震动影响,创造临空面,减少正洞钻孔数量,改善爆破效果,提高掘进速度等作用。台阶开挖法在工期紧、地质复杂的短、中等长度隧道施工中广泛应用。当上半断面超前下半断面时,称为正台阶法,反之则称为倒台阶法,如图 6-13 所示。

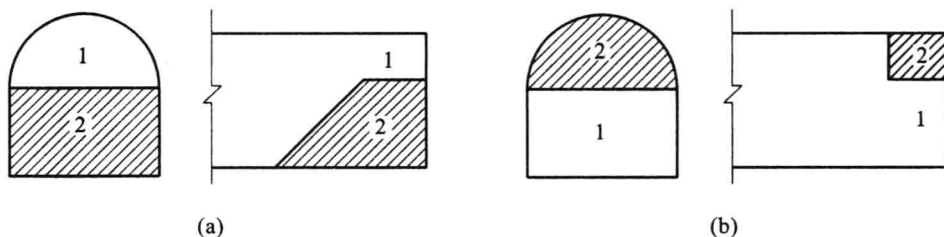


图 6-13 台阶开挖法施工示意图

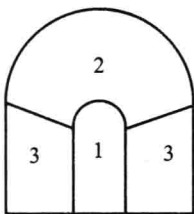
(a) 正台阶段法; (b) 倒台阶段法

台阶开挖法的特点是:

- ① 在不太松软的岩层中采用正台阶段法施工较安全,并且施工效率较高。
- ② 对地质条件适应性较强,变更容易。
- ③ 断面呈台阶式布置,施工方便,有利于顶板的维护,并且下台阶爆破效率较高。
- ④ 若使用铲斗装岩机,则上台阶要人工扒碴,劳动强度较大。
- ⑤ 上、下台阶工序配合要严格,不然易产生干扰。

(3) 分部开挖法

当岩层比较松软或地质条件复杂,隧道断面特大或涌水量较大时,可采用分部开挖法。分部开挖法就是在隧道断面内先以小型断面进行导坑掘进,然后分多步逐渐扩大到设计断面的开挖方法,如图 6-14 所示。

图 6-14 分部开挖法
施工示意图

分部开挖各部的位、尺寸、顺序及开挖间距可根据围岩情况、机械配备、施工习惯等灵活掌握,但必须遵循以下原则:

- ① 各部开挖后周边轮廓都应尽量圆顺,以避免应力集中。
- ② 各部底标高与钢拱架接头一致,以便接腿,一般取 2.5~3.0 m,这可使开挖比较方便。
- ③ 分部开挖时,要保证隧道周边围岩稳定,及时做好临时支护工作。
- ④ 各部尺寸大小应能满足风、水、电等管线布置需要。

6.3.1 隧道爆破的参数设计

(1) 隧道掏槽爆破

掏槽爆破是隧道开挖成败的关键。掏槽成功与否直接影响到隧道爆破效果,掏槽的深度直接影响隧道循环进尺。它是加快隧道施工进度、降低隧道工程成本的重要途径。

① 掏槽孔布置原则。

- a. 掏槽孔一般应布置在开挖断面的中部或中偏下位置。
- b. 在岩层层理明显时,炮孔方向应尽量垂直于岩层的层理面。
- c. 掏槽孔一般由 4~6 个装药孔和 2~4 个空孔组成,空孔个数应随孔深的增大而增加。

② 掏槽孔的形式。

a. 斜孔掏槽。掏槽炮孔与开挖面成一定角度打入,充分利用原有的唯一自由面,以实现掏槽爆破。斜孔掏槽分单向掏槽、锥形掏槽、楔形掏槽,隧道爆破大多采用楔形掏槽。在隧道掘进中,为了加大掏槽深度,可以采用二级、三级(或多级)的复式楔形掏槽,每对掏槽呈完全对称或近似对称。各对掏槽孔由浅变深,与工作面的夹角由小变大。掏槽孔与工作面的夹角称为爆破角,爆破角与掏

槽孔的相互关系是,应使由各个孔底所作的垂线 h_n 恰好落在开挖断面内,使每一个由掏槽孔孔底所作的垂线 h_n 与对应的断面 L_nR_n 相交,即 h_0 与 L_0R_0 相交, h_1 与 L_1R_1 相交, h_n 与 L_nR_n 相交(图 6-15)。

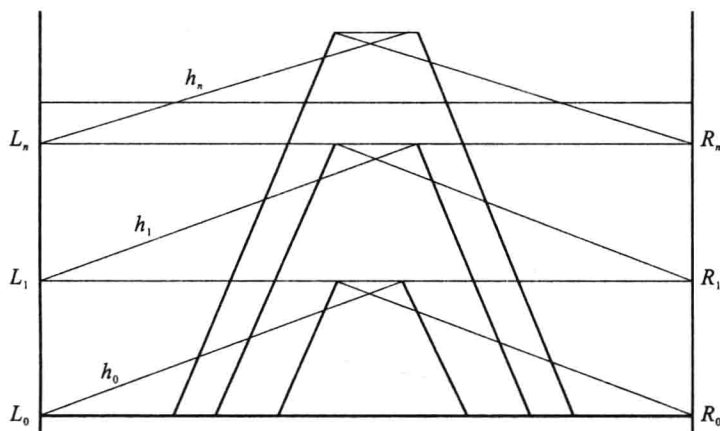


图 6-15 爆破角与掏槽孔的关系

在大断面隧道爆破开挖中,为了加大循环进尺,大多采用二级或三级楔形掏槽爆破来实现隧道的中深孔爆破作业。

在使用楔形掏槽进行铁路隧道爆破施工时,应注意以下几个关键性技术问题:

(a) 大断面隧道采用楔形掏槽时,应充分利用原有的唯一自由面,尽量加大第一级掏槽孔之间的水平距离,缩小掏槽角。

(b) 当楔形掏槽炮孔长度大于 2.5 m 时,可采用复合装药结构。其炮孔长度的底部 1/3 处装高危炸药或加强炸药,上部可换成低威力炸药或降低装药密度,顶部应保留 20% 炮孔长度进行堵塞,一般堵塞长度为 40 cm。

(c) 楔形掏槽应采用毫秒延期爆破,各级掏槽孔尽量做到同时起爆,各级之间延期时间以 50 ms 为宜。

b. 直孔掏槽。

随着隧道钻孔机械的发展,直孔掏槽越来越被隧道掘进钻孔所采用。直孔掏槽的种类很多,有龟裂掏槽、梅花形小直径中空直孔掏槽、螺旋形掏槽、菱形掏槽、两孔挤压掏槽、大直径中空直孔掏槽等。下面介绍几种常用的中空直孔掏槽。

(a) 小直径中空直孔掏槽。在软岩、中硬、节理裂隙发育的岩层中多采用小直径中空直孔掏槽,如图 6-16 所示。

对于小直径中空直孔掏槽,中间留一个不装药的空孔,周围 4 个孔同时起爆,一般能取得良好的效果。布置此种掏槽时,其尺寸应根据不同岩石灵活掌握,一般情况下软岩取大值,硬岩取小值。装药系数一般取 60%~80%,小直径中空直孔掏槽的优点为易于掌握,操作方便。

(b) 五梅花小直径中空直孔掏槽。这是目前常用的一种掏槽形式,它比较适用于中硬岩层的开挖,一般掏槽深度比小直径中空直孔掏槽深(图 6-17)。

如图 6-17 所示,在 1 号孔的周围设置 4 个距离很近的小直径空孔作为 1 号孔的自由面,1 号孔起爆后在掏槽中央形成一个孔洞,从而为其他孔的爆破创造了新的自由面,之后逐步扩大形成槽腔,可提高炮孔的利用率。装药系数一般为 90%。

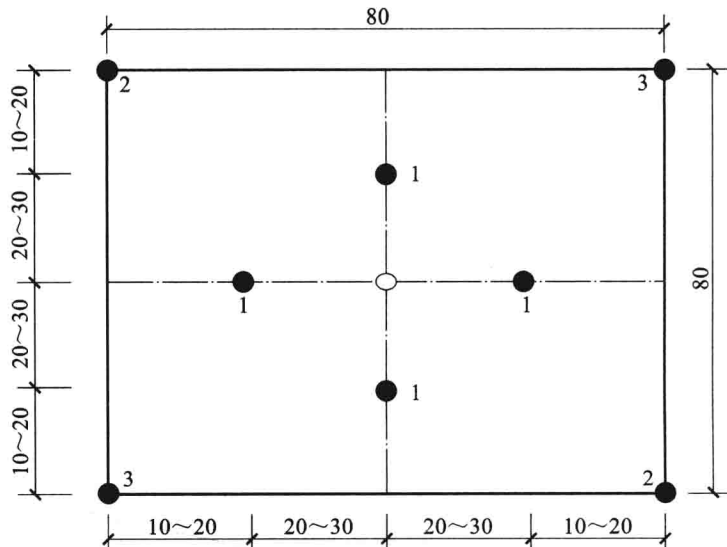


图 6-16 小直径中空直孔掏槽 (单位: cm)

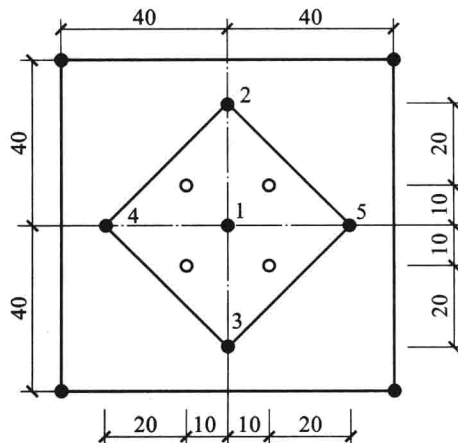


图 6-17 五梅花小直径中空直孔掏槽

(c) 大直径中空直孔掏槽。中心空孔一般是用凿岩台车钻凿的较大直径的中空孔,由此逐渐扩大形成槽腔。常用的大直径中空直孔掏槽形式有菱形掏槽、单螺旋掏槽、双螺旋掏槽、对称掏槽等。

采用大直径中空直孔掏槽时,要控制好掏槽孔的间距,要求钻孔方向准确,尽量减小孔位偏差值,使用毫秒延期雷管按设计起爆顺序起爆,方能达到较好的掏槽效果。

在实际工程中,应根据岩石性质、现场具体条件选择不同的掏槽形式,以取得较好的技术经济效果。图 6-18 所示为几种典型的大直径中空直孔掏槽形式。

对于大直径中空直孔菱形掏槽:

$$L_1 = (1 \sim 1.5)D \quad (6-7)$$

$$L_2 = (1.5 \sim 1.8)D \quad (6-8)$$

对于大直径中空直孔螺旋形掏槽:

$$L_1 = (1 \sim 1.5)D \quad (6-9)$$

$$L_2 = (1.5 \sim 2.0)D \quad (6-10)$$

$$L_3 = (2.5 \sim 3.0)D \quad (6-11)$$

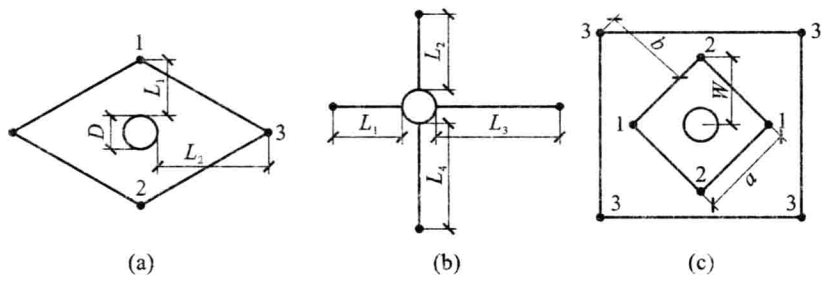


图 6-18 大直径中空直孔掏槽形式

(a) 菱形;(b) 螺旋形;(c) 对称形

$$L_4=(3.5\sim4.5)D \tag{6-12}$$

对于大直径中空直孔对称掏槽：

$$W=1.2D(1\text{ 个空孔}) \tag{6-13}$$

$$W=1.2\times2D(2\text{ 个空孔}) \tag{6-14}$$

$$b=0.7a \tag{6-15}$$

式中 D ——大直径中空直孔的直径,装药系数一般为 85%~90%。

图 6-18 中的大直径中空直孔可以是 1 个,也可以是 2 个,还可以是 3 个,数目应根据具体情况确定。

大直径中空直孔掏槽主要参数参考值见表 6-11~表 6-13。

单螺旋掏槽中空直孔直径 D 、各掏槽孔与中空直孔的中心距

表 6-11 以及掏槽孔单位长度装药量之间的关系

各掏槽炮孔	a	b	c	d
与中空直孔中心间的距离/mm	(1.5~2.0) D 或 100~130	(1.5~2.0) D 或 130~200	(1.5~2.0) D 或 200~300	(1.5~2.0) D 或 300~400
炮孔单位长度装药量/(kg/m)	0.52	0.52	0.52	0.52

双螺旋掏槽中空直孔直径 D 、各掏槽孔与中空直孔的中心距

表 6-12 以及掏槽孔单位长度装药量之间的关系

中空孔直径 D /mm		75	85	100	110	125	150	200
各掏槽孔与中空直 孔中心间的距离/mm	a	110	120	130	140	160	190	250
	b	130	140	160	170	190	230	310
	c	160	175	195	210	240	290	380
	d	160	290	325	350	400	455	575
第一圈掏槽孔单位长度装药量/(kg/m)		0.30	0.35	0.40	0.45	0.50	0.60	0.80
第二圈掏槽孔单位长度装药量/(kg/m)		0.65	0.75	0.85	0.90	1.10	1.30	1.30

对于上述几种中深孔隧道爆破掏槽技术,在实际工作中要根据不同种类掏槽的特征及现场具体条件进行选择,并根据实际掏槽效果加以改进,以期取得更好的技术经济效果。

(2) 单孔药量的计算

隧道爆破的炮孔所在部位不同,作用和要求也不同。掏槽孔要求抛掷,崩落孔只要求松动,周边孔要求光面爆破,底板孔要求抛掷爆破。所以不同部位的炮孔装药量也不同。

对称掏槽中空直孔直径 D 、各掏槽孔与中空直孔的中心距

表 6-13 以及掏槽孔单位长度装药量之间的关系

中空直孔直径 D/mm		50	57	75	85	100	257	110	125	150	200
掏槽孔与中空直孔中心间的距离/ mm		90	100	130	145	175	200	190	220	250	330
掏槽孔单位长度装药量/ (kg/m)	$d=32\text{ mm}$	0.20	0.30	0.35	0.40	0.45	0.45	0.45	0.50	0.60	0.80
	$d=37\text{ mm}$	0.25	0.35	0.35	0.40	0.45	0.53	0.53	0.60	0.70	0.95
	$d=45\text{ mm}$	0.30	0.42	0.50	0.50	0.55	0.63	0.65	0.70	0.85	1.10

注： d 为掏槽孔直径。

周边孔参照光面爆破进行设计，其他炮孔的单孔装药量 Q 均可按下式计算：

$$Q=qaWL\lambda \tag{6-16}$$

式中 q ——单位炸药消耗量， kg/m^3 ，可参照表 6-14 选取；

a ——炮孔间距， m ；

W ——炮孔爆破方向的最小抵抗线， m ；

L ——炮孔深度， m ；

λ ——炮孔位置系数，可参照表 6-15 选取。

表 6-14 国内部分隧道掘进爆破参数

隧道名称	地质条件	开挖方法	开挖面积/ m^2	孔深/ m	孔径/ m	孔数/个	炸药类型	单位体积炸药消耗量/ (kg/m^3)
枫林 1 号	页岩Ⅱ类	拱部光面	15.3	0.8~1.0	45	66	岩石硝铵	0.3~0.4
南岭	页岩Ⅱ类	半断面微台阶	上 32.06	1.1	45	上 111	岩石硝铵	上 0.52
			下 63.07			下 120		下 0.31
大瑶山(1)	0 号断层，砂岩Ⅱ类	全断面光爆	101.3	1.1	48	168	乳化炸药	0.73
花果山	断层破碎带，花岗岩Ⅲ类	半断面微台阶	上 44.25	3.0	48	上 116	水胶与硝铵	上 1.24
			下 53.25			下 94		下 0.74
重庆人防	砂泥岩互层	分部开挖	50	1.6	42	294	岩石硝铵	1.2
雷公尖	中厚层隐晶质灰岩Ⅳ~Ⅴ类	全断面光爆	100.7	5.0	48	200	硝铵炸药	1.7~1.8
大瑶山(2)	砂岩、板岩Ⅳ~Ⅴ类	全断面光爆	96.2	5.0	48	180	抗水硝铵	1.63

表 6-15 炮孔位置系数

岩性	掏槽孔	扩槽孔	槽下掘进孔	槽侧掘进孔	内圈孔	底板孔
软岩	2.0~3.0	1.5~2.0	1.0~1.2	1.0	预:0.8~1.0 光:0.5~0.8	1.5~2.0
中硬岩及硬岩	1.0~2.0	1.2	1.0	0.95	0.85	1.1

6.3.2 周边孔的控制爆破

光面爆破和预裂爆破是控制隧道超欠挖,保证围岩稳定,控制隧道开挖质量的主要技术措施。光面爆破与预裂爆破原理见 4.6 节。由于预裂爆破会对保留岩体造成较大损伤,故在隧道工程中较少使用。

光面爆破的主要参数有炮孔直径 d 、炮孔间距 a 、光爆层厚度 $W_{\text{光}}$ 、周边孔的密集系数 m 、不耦合系数 K 和线装药密度 $q_{\text{线}}$,一般取

$$\begin{aligned} a &= (8 \sim 18)d \quad \text{或} \quad a = 0.5 \sim 0.7 \text{ m} \\ W_{\text{光}} &= (10 \sim 12)d \quad \text{或} \quad W_{\text{光}} = 0.6 \sim 0.8 \text{ m} \\ m &= \frac{a}{W_{\text{光}}} \quad \text{或} \quad m = 0.7 \sim 1.0 \\ K &= \frac{d_{\text{孔}}}{d_{\text{炸}}} \quad \text{或} \quad K = 1.25 \sim 2.0 \\ q_{\text{线}} &= 0.25 \sim 0.4 \text{ kg/m} \end{aligned}$$

对于地下工程的光面和预裂爆破效果的评定,目前国内尚无统一标准,应根据不同的用途(水工隧道、地下铁道、铁路隧道)、不同的技术要求合理地拟订各项具体标准。下面介绍国内几种地下工程光面爆破质量评定标准,以供参考,见表 6-16、表 6-17。

表 6-16 铁路隧道光面爆破质量评定标准

序号	项目	硬岩	中硬岩	软岩
1	平均线性超挖量/cm	16~18	18~20	20~25
2	最大线性超挖量/cm	20	25	25
3	两炮衔接台阶最大尺寸/cm	15	20	20
4	炮孔痕迹保存率/%	≥80	≥70	≥50
5	局部欠挖量/cm	5	5	5
6	炮孔利用率/%	90	90	95

表 6-17 光面爆破质量检验标准

项目 部门	不平整度/ cm	超欠挖量/ cm	平均线性 超挖量/cm	最大线性 超挖量/cm	炮孔痕迹 保存率/%	两炮衔接 台阶/cm	备注
原煤炭部	5	1. 巷道围岩不破坏,肉眼观察无炮震裂缝 2. 围岩破坏不超过炮孔直径大小				>10	小断面
原冶金部		≤±5	破坏轻微,无炮震裂缝,软岩 爆后无大浮石,硬岩爆后无浮石		>80	10~15	预留光面层
西安科技 大学	±10	岩面上用肉眼看不见明显的裂缝			>80		小断面
原国家 建委二局	炮孔痕迹中无过大纵向 裂缝,围岩破坏总深度不大 于 1.0 m,爆后岩石弹性 波速降低不大于 400 m/s		≤10	≤20	>60		大硐室坚硬 岩石弹性 波速

6.3.3 瓦斯隧道爆破

瓦斯是从煤(岩)层内逸出的各种有害气体的总称,其主要成分为甲烷(CH_4)。瓦斯浓度爆炸界限见表 6-18。瓦斯在空气中若遇到明火或火星极易发生爆炸事故,当瓦斯压力足够大时还会造成煤(岩)与瓦斯突出事故。因此,在瓦斯隧道爆破中,确定隧道位置时应经过技术经济比较,绕避煤系地层及其他含瓦斯地层,难以绕避时宜以较短距离通过。隧道穿越或邻近煤系地层和其他含瓦斯地层时,施工前必须进行地质勘察、设备改造、加强通风以及制订防爆防突措施,以避免瓦斯爆炸和突出事故的发生。

表 6-18

瓦斯浓度爆炸界限

瓦斯浓度/%	爆炸界限
5~6	瓦斯爆炸下限
8.0	最易点燃
9.5	爆炸最强烈
14~16	瓦斯爆炸上限
小于 5.0 或大于 16	不爆炸,与火焰接触部分燃烧

瓦斯隧道的爆破施工在施工方法和工艺上与常规隧道施工相同,但由于瓦斯的限制,使得在爆破器材、装药与封堵、爆破网路等方面要求更高。

(1) 爆破器材

瓦斯隧道爆破必须使用煤矿许用炸药和煤矿许用电雷管,其选用应遵守《爆破安全规程》(GB 6722—2003)的有关规定。

① 低瓦斯浓度隧道的岩石掘进工作面应使用安全等级不低于一级的煤矿许用炸药。

② 低瓦斯浓度隧道的煤层掘进工作面、半煤岩掘进工作面应使用安全等级不低于二级的煤矿许用炸药。

③ 高瓦斯浓度隧道、低瓦斯浓度隧道的高瓦斯浓度区域应使用安全等级不低于三级的煤矿许用炸药。有煤(岩)与瓦斯突出危险的工作面应使用安全等级不低于三级的煤矿许用含水炸药。

④ 同一工作面不应使用两种不同品种的炸药。

⑤ 要使用煤矿许用瞬发电雷管或煤矿许用毫秒延期电雷管,严禁使用秒或半秒级延期电雷管。使用煤矿许用毫秒延期电雷管时,最后一段的延期时间不得大于 130 ms。

⑥ 不应使用火雷管、导爆管或普通导爆索。

⑦ 瓦斯隧道中必须使用防爆型发爆器,并且一个工作面不得同时使用两台或多台发爆器放炮。

(2) 装药与封堵

当在岩层内爆破,炮孔深度不足 0.9 m 时,装药长度不得大于炮孔深度的 1/2;炮孔深度为 0.9 m 以上时,装药长度不得大于炮孔深度的 2/3。在煤层中爆破时,装药长度不得大于炮孔深度的 1/2。

所有炮孔的剩余部分应用炮泥封堵。炮泥应用水炮泥、黏土炮泥或不燃性材料,如砂子、黏土和砂子的混合物,水炮泥外剩余的炮孔部分应用黏土炮泥填满封实,严禁用煤粉、块状材料或其他可燃性材料作炮泥。

(3) 爆破网路和连线

爆破网路和连线必须符合下列要求。

① 必须采用串联连接方式。线路所有连接接头应相互扭紧,明线部分应包覆绝缘层并悬空。

② 母线与电缆、电线、信号线应分别挂在巷道的两侧。若必须在同一侧,母线必须挂在电缆下方,并应保持 0.3 m 以上间距。

③ 母线应采用具有良好绝缘性和柔软性的铜芯电缆,并随用随挂,严禁将其固定。母线的长度必须大于规定的爆破安全距离。

④ 必须采用绝缘母线单回路爆破。

电力起爆必须使用防爆型起爆器作为起爆电源,一个开挖工作面不得同时使用两台及以上起爆器起爆。

在瓦斯隧道区域进行爆破作业时,爆破 15 min 后应巡视爆破地点,检查通风、瓦斯、煤尘、瞎炮、残炮等情况,遇有危险必须立即处理。当瓦斯浓度小于 1%,二氧化碳浓度小于 1.5%,解除警戒后,工作人员方可进入开挖工作面工作。

6.3.4 隧道爆破设计

(1) 隧道爆破设计的程序

一个好的隧道爆破设计分为准备阶段和设计阶段。准备阶段的内容包括了解工程基本情况,在现场做些小型试验,为设计阶段作准备;设计阶段的内容包括初设、试炮、调整参数、推广应用。

① 准备阶段:查阅工程设计图纸,了解工程基本情况;熟悉施工组织设计的内容和要求。

② 设计阶段:综合准备阶段的情况,确定开挖方案、炮孔直径、循环进尺。

(2) 隧道爆破设计的内容

设计的内容包括炮孔布置图及装药参数表、综合技术经济指标表、设计说明等。

① 炮孔布置图中通常应有开挖断面的正面炮孔布置图。其内容有炮孔间距、最小抵抗线、总的断面尺寸、起爆顺序、装药量,一般为对称布置,故可一侧标注起爆顺序与单孔装药量(图 6-19)。掏槽孔一般应单独画出施工大样详图。

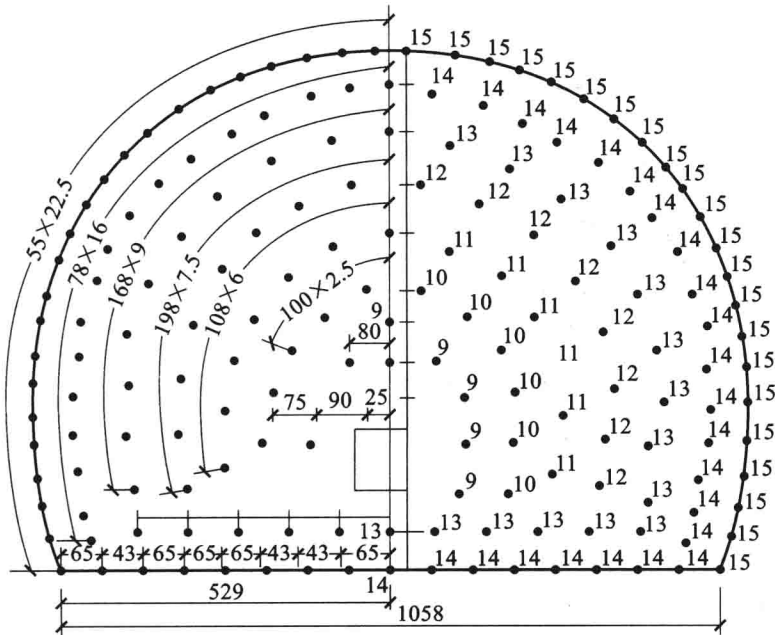


图 6-19 直孔掏槽环状布置(单位:cm)

炮孔布置较为复杂时,应增设掏槽部位炮孔布置的水平剖面图,并应标明钻孔方向、角度与钻

孔深度。

② 装药参数表包括炮孔名称与编号、炮孔参数、单孔装药量、段落装药量、雷管段号与装药结构、必要的说明,其最后一栏为合计。

③ 综合技术经济指标包括周边孔钻爆参数、工程量、材料消耗、其他数据指标。

④ 设计说明包括设计依据、本设计的适用条件、施工要求与应注意的问题、机具材料的有关说明、设计未尽问题的说明、安全事项说明、其他必要的补充附图(主要有装药结构图、爆破网路连接图、钻孔分工顺序图等)。

6.3.5 隧道爆破设计实例

太原至中卫(银川)线离石隧道位于山西省吕梁市离石区境内,隧道主体结构采用复合式衬砌,Ⅲ级及Ⅲ级以上围岩采用曲墙带仰拱衬砌,Ⅱ级围岩采用曲墙式不带仰拱衬砌。隧道穿过的地层主要为新、老黄土,砂砾岩,角砾状泥灰岩,豹皮状灰岩。灰岩交错分布,岩体节理较发育,角砾状泥灰岩岩质软,灰岩段溶洞较发育。

(1) 开挖方案

Ⅱ、Ⅲ级围岩均采用全断面开挖法开挖,Ⅳ级围岩采用台阶开挖法施工。开挖时可选用凿岩台车或凿岩台架配合 YT-28 气腿钻钻孔,采用乳化炸药、非电导爆管毫秒延期雷管爆破。

(2) 掏槽爆破设计

采用凿岩台车钻孔时,掏槽孔采用中空直孔掏槽形式;采用人工风动凿岩机钻孔时采用楔形掏槽形式,如图 6-20 所示。

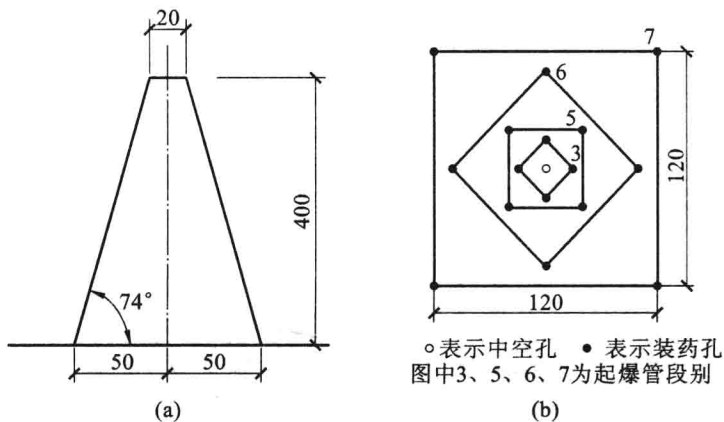


图 6-20 掏槽孔布置形式(单位:cm)

(a) 楔形掏槽;(b) 直孔掏槽

(3) 爆破参数设计

① Ⅱ、Ⅲ级围岩。

a. 采用楔形掏槽或直孔掏槽,其中:(a) 采用楔形掏槽时,其他炮孔深度为 3.8 m;(b) 采用直孔掏槽时,中空直孔直径为 100 mm,不装药。雷管段别为 1~7 段。

b. 采用三臂钻孔台车钻孔,炮孔直径为 45~50 mm。为了提高爆破效果,掏槽孔、崩落孔、内圈孔、底板孔采用的药卷直径为 40 mm,周边孔采用的药卷直径为 25 mm。

c. 光爆参数: $E=60$ cm, $W=70$ cm, $E/W=0.86$;装药集中度 $q=0.25$ kg/m。Ⅱ、Ⅲ级围岩爆

破施工炮孔布置图及爆破参数表如图 6-21 和表 6-19 所示。

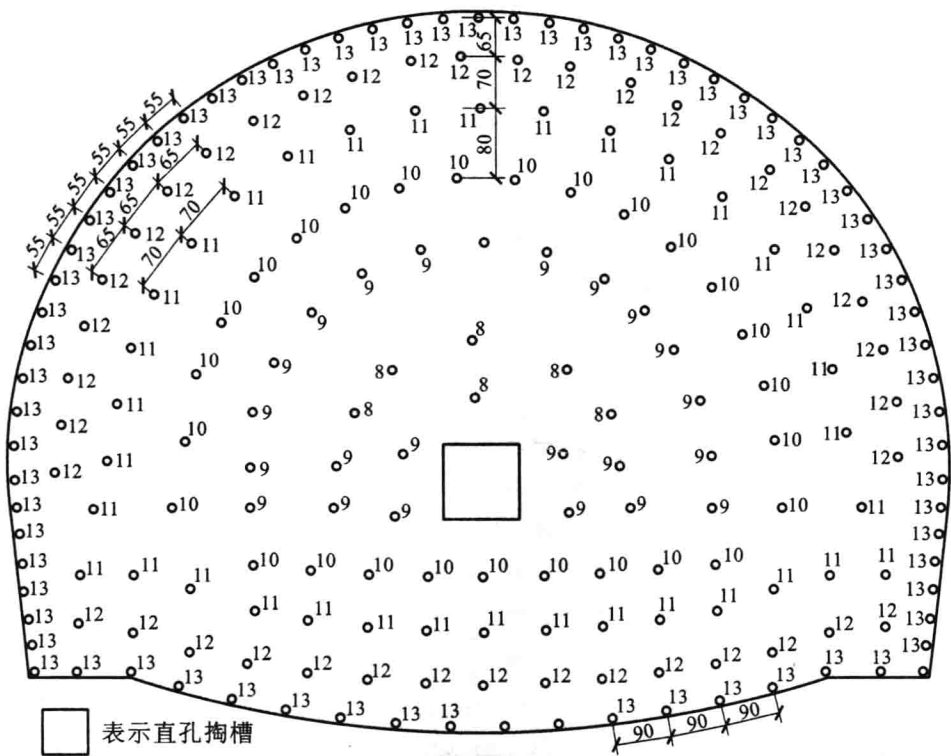


图 6-21 正洞Ⅱ、Ⅲ级围岩炮孔布置图

表 6-19 正洞Ⅱ、Ⅲ级围岩爆破参数表(直孔掏槽)

炮孔类型	孔数/个	孔深/m	炮孔角度/°		装药量		段药量/kg	药卷直径/cm
			水平	垂直	卷/孔	kg/孔		
掏槽空孔	1							
掏槽孔	12	4	90	90	11	5.39	64.7	40
崩落孔	98	3.9	90	90	9	4.1	401.8	40
内圈孔	40	3.8	90	90	9	4.1	164	40
底板孔	18	3.8	90	97	9.5	4.3	77.4	40
周边孔	53	3.8			12	0.92	48.8	25
合计	222						756.7	

② IV级围岩。

IV级围岩爆破施工时,炮孔布置图及爆破参数表如图 6-22 和表 6-20 所示。

a. 双线隧道IV级围岩段采用四部 CD 法开挖。①~⑥部采用预裂爆破开挖。未注数字炮孔为中空孔,直径为 40 mm,不装药。采用楔形掏槽,内夹角为 70°左右。其中 1 为预裂孔,2~4 为辅助孔,5 为内圈孔,6 为底板孔。

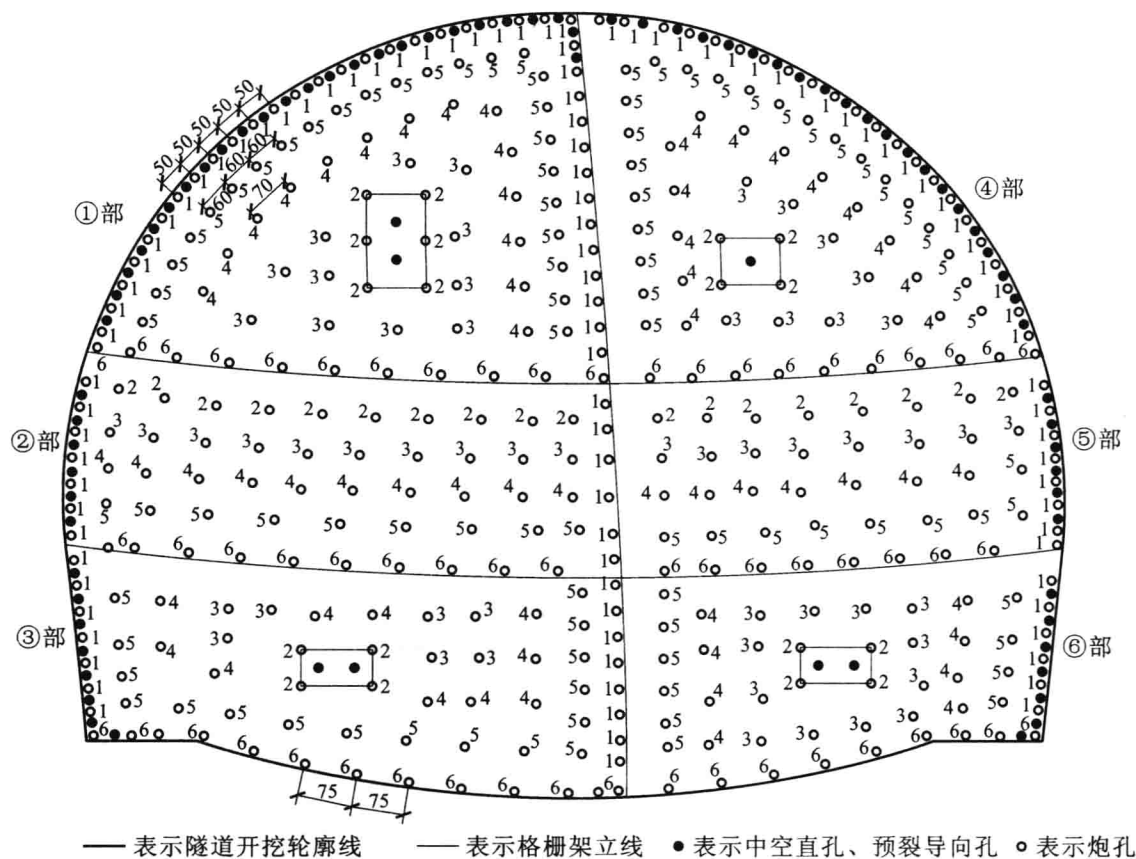


图 6-22 正洞Ⅳ级围岩炮孔布置图

表 6-20 正洞Ⅳ级围岩爆破参数表

部位	炮孔名称	炮孔数量/个	炮孔直径/mm	炮孔间距/cm	炮孔深度/m		装药量		合计装药量/kg	药卷直径/mm	装药系数	起爆顺序	单位炸药消耗量/(kg/m ³)
					单孔深度	合计深度	卷/孔	kg/孔					
①部 (④部)	掏槽孔	2	42	50	1.3	2.6	0	0	0	0		图 6-22 中炮孔 布置旁 所注数 字即起 爆顺序	1.00
		6	42	100	1.45	8.7	5	0.835	5.01	32	0.79		
	辅助孔	36	42	60~70	1.3	43.2	3	0.501	18.036	32	0.5		
	周边孔	25	42	50	1.3	32.5	2	0.134	3.35	20	0.33		
		24	42	50	1.3	31.2	0	0	0	0	0		
	底板孔	11	42	75	1.3	14.3	5	0.835	9.185	32	0.79		
合计		104				132.5			35.58				

续表

部位	炮孔名称	炮孔数量/个	炮孔直径/mm	炮孔间距/cm	炮孔深度/m		装药量		合计装药量/kg	药卷直径/mm	装药系数	起爆顺序	单位炸药消耗量/(kg/m³)
					单孔深度	合计深度	卷/孔	kg/孔					
②部 (⑤部)	1 排孔	10	40	70	1.2	12	2.5	0.42	4.175	32	0.45	图 6-22 中炮孔 布置旁 所注数 字即起 爆顺序	1.01
	2 排孔	10	40	70	1.2	12	2.5	0.42	4.175	32	0.45		
	3 排孔	10	40	70	1.2	12	3	0.50	5.01	32	0.5		
	4 排孔	10	40	70	1.2	12	3	0.50	5.01	32	0.5		
	周边孔	12	40	50	1.3	15.6	1.5	0.09	1.10	20	0.33		
		5	40	50	1.3	0	0	0	0	0	0		
	底板孔	10	40	75	1.3	13	4.5	0.75	7.52	32	0.69		
	合计	67				76.6			26.98				
③部 (⑥部)	1 排孔	10	40	70	1.2	12	2.5	0.42	4.18	32	0.45	图 6-22 中炮孔 布置旁 所注数 字即起 爆顺序	1.26
	2 排孔	10	40	70	1.2	12	2.5	0.42	4.18	32	0.45		
	3 排孔	10	40	70	1.2	12	3	0.50	5.01	32	0.5		
	4 排孔	10	40	70	1.2	12	3	0.50	5.01	32	0.5		
	周边孔	12	40	50	1.3	15.6	1.5	0.09	1.10	20	0.33		
		5	40	50	1.3	0	0	0	0	0	0		
	底板孔	10	40	75	1.3	13	4.5	0.75	7.52	32	0.69		
	合计	67				76.6			26.98				

b. 各断面均采用手持钻机钻孔,炮孔直径为 40 mm。为了提高爆破效果,掏槽孔、辅助孔、内圈孔、底板孔采用药卷直径为 32 mm,长 200 mm,药卷重 0.167 kg;周边孔、预裂孔采用药卷直径 20 mm,长 200 mm,药卷重 0.067 kg。

c. 爆破出矸后,及时架立格栅喷锚封闭开挖岩面。

d. 周边孔光爆参数: $E=50\text{ cm}$, $W=60\text{ cm}$, $E/W=0.83$ 。装药集中度 $q=0.9\text{ kg/m}$ 。

(4) 装药结构与连线、起爆方式

采用连续装药结构,装药后用黄泥对炮孔进行堵塞,炮孔堵塞长度不小于 30 cm,炮泥要有足够的强度和密实度。

采用塑料导爆管雷管引爆炸药,各塑料导爆管雷管采用雷管引爆。每 6~10 根导爆管与雷管扎成一束,采用“大把抓”连接起爆网路,双发电雷管起爆。

光面起爆顺序为:掏槽孔→扩槽孔→崩落孔→内圈孔→周边孔→底板孔。

6.4 地下采矿爆破

6.4.1 地下采矿爆破的特点

根据矿体赋存情况和设备能力、条件,地下采矿爆破按孔径和孔深的不同可分为浅孔爆破和深

孔爆破。地下采矿爆破与露天爆破相比,具有明显的特点。

① 工作空间比较狭小,爆破规模小,爆破频繁;

② 地质条件对地下工程影响更大,在施工过程中,岩体的性质和构造是选择开挖方式、开挖程序、爆破方式与支护手段的基本依据;

③ 由于受作业空间的限制,地下采矿爆破所采用的凿岩、采掘机械与露天矿山相比,其生产能力弱,自动化程度较低。

地下采矿爆破与井巷掘进爆破相比具有以下特点:有两个以上的自由面;炮孔数量多,崩矿面积和爆破量都比较大,爆破方案的选择和起爆网路的设计比较复杂。所以,爆破时的组织工作显得更为重要。

6.4.2 地下采矿浅孔爆破

地下采矿浅孔爆破主要采用留矿法、分层充填法、分层崩落法以及某些房柱法采矿。

(1) 炮孔布置

地下采矿浅孔爆破中的炮孔,按方向不同可分为上向炮孔和水平炮孔两种,其中上向炮孔应用较多。矿石比较稳固时采用上向炮孔布孔,如图 6-23 所示。矿石稳固性较差时,一般采用水平炮孔布孔,如图 6-24 所示。工作面可以是水平单层,也可以是梯段形;梯段长 3~5 m,高 1.5~3.0 m。

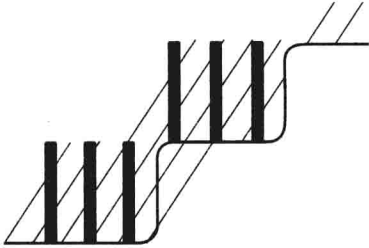


图 6-23 上向炮孔

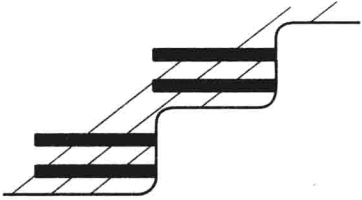


图 6-24 水平炮孔

爆破工作面以台阶形式向前推进,炮孔在工作面上的排列形式有方形或矩形排列和三角形排列,如图 6-25 所示。方形或矩形排列一般用于矿石比较坚硬、矿岩不易分离以及采幅较宽的矿体。采用三角形排列时,炸药在矿体中的分布比较均匀,一般破碎程度较好,不需要进行二次破碎,故采用较多。

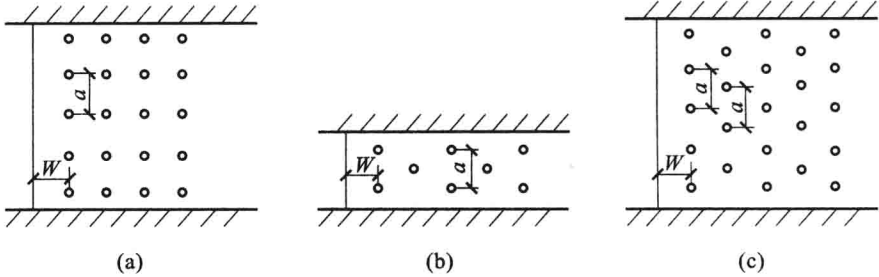


图 6-25 浅孔爆破时炮孔的排列形式

(a) 方形或矩形排列;(b) 窄幅三角形排列;(c) 宽幅三角形排列

(2) 爆破参数

① 炮孔直径。

采场崩矿的炮孔直径和矿床赋存条件有关,并对回采工作有重要影响。我国矿山浅孔爆破崩矿广泛采用直径为 32 mm 的药卷,其相应的炮孔直径为 38~42 mm。

国内一些有色金属矿山使用了 25~28 mm 的小直径药卷进行爆破,其相应的炮孔直径为 30~40 mm,在控制采幅宽度和降低贫化损失等方面取得了比较显著的效果。开采薄矿脉、稀有金属矿脉或贵重金属矿脉时,特别适宜使用小直径炮孔爆破。

② 炮孔深度。

炮孔深度与矿体、围岩性质、矿体厚度及边界形状等因素有关。它不仅决定着采矿每循环的进尺和采高、回采强度,而且影响着爆破效果和材料消耗。采用浅孔爆破留矿采矿法时,当矿体厚度大于 1.5 m,矿岩稳固时,孔深常为 2 m 左右,个别矿山开采厚矿体时的孔深可达到 3~4 m;当矿体厚度小于 1.5 m 时,根据矿体厚度的不同,孔深为 1.0~1.5 m。当矿体较小且不规则、矿岩不稳固时,应选用较小孔深值以便控制采幅,降低矿石的损失和贫化。

③ 最小抵抗线和炮孔间距。

通常,最小抵抗线(W)和炮孔间距(a)按下列经验公式选取:

$$W = (25 \sim 30)d \quad (6-17)$$

$$a = (1.0 \sim 1.5)W \quad (6-18)$$

式中 W ——最小抵抗线,mm;

d ——炮孔直径,mm;

a ——炮孔间距,mm。

公式中的系数依岩石坚固程度而定:岩石坚硬取小值;反之,取大值。

④ 单位炸药消耗量。

地下采矿浅孔爆破的单位炸药消耗量与矿石性质、炸药性能、孔径、孔深以及采幅宽度等因素有关。一般采幅愈窄,孔深愈大,岩石坚固性系数愈大,则其单位炸药消耗量愈大。表 6-21 中列出了常见地下采矿浅孔爆破崩矿的单位炸药消耗量。

表 6-21 地下采矿浅孔爆破崩矿的单位炸药消耗量

岩石坚固性系数 f	<8	8~10	10~15
单位炸药消耗量/(kg/m ³)	0.26~1.0	1.0~1.6	1.6~2.6

采矿时一次爆破装药量 Q 与采矿方法、矿体赋存条件、爆破范围等因素有关,通常只根据单位炸药消耗量和欲崩落矿石的体积进行计算,即

$$Q = qml\bar{L} \quad (6-19)$$

式中 Q ——单次爆破装药量,kg;

q ——单位炸药消耗量,kg/m³;

m ——采幅宽度,m;

l ——一次崩矿总长度,m;

\bar{L} ——平均炮孔深度,m。

6.4.3 地下采矿深孔爆破

地下采矿深孔爆破可分为两种:中深孔爆破和深孔爆破。国内通常把钎头直径为 51~75 mm

的接杆凿岩炮孔称为中深孔,而把应用钎头直径为 95~110 mm 的潜孔钻机钻凿的炮孔称为深孔。实际上,随着凿岩设备、凿岩工具的改进,二者的界限有时并不显著。所以,孔径为 75~120 mm,孔深大于 5 m 的炮孔统称为深孔。深孔崩落矿石的特点是效率高、速度快、作业条件安全,被广泛应用于厚矿床的崩矿。在冶金矿山中,深孔爆破常用于阶段崩矿法、分段崩矿法、阶段矿房法、深孔留矿法等采矿方法和矿柱回采。

深孔爆破与浅孔爆破相比,具有每米炮孔崩矿量大、一次爆破规模大、劳动生产率高、矿块回采速度快、开采强度高、作业条件和爆破工作安全、成本低等优点,但是大块较多。深孔爆破在冶金矿山中广泛用于地下矿的中厚矿床回采、矿柱回采和空区处理等工作。

(1) 炮孔布置

炮孔布置方式有两种:平行布孔和扇形布孔。平行布孔是指在同一排面内深孔互相平行,深孔间距在孔的全长上均相等的布孔方式,如图 6-26(a)所示。扇形布孔是指在同一排面内深孔成放射状布置,深孔间距自孔口到孔底逐渐增大的布孔方式,如图 6-26(b)所示。

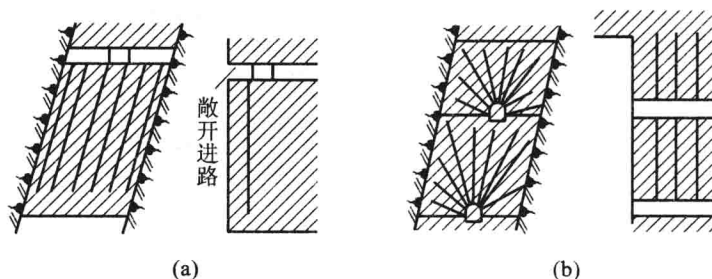


图 6-26 炮孔布置

(a) 平行布孔; (b) 扇形布孔

平行布孔与扇形布孔相比,其优点是:

- ① 炸药分布合理,爆落矿石块度比较均匀;
- ② 每米深孔崩矿量大。

平行布孔的缺点是:

- ① 凿岩巷道掘进工作量大;
- ② 每钻凿一个炮孔就需移动一次钻机,辅助时间长;
- ③ 在不规则矿体中布置深孔比较困难;
- ④ 作业安全性差。

从比较中可以看出,平行布孔虽然相比于扇形布孔有一些优点,但其缺点比较严重,凿岩巷道掘进工作量大是其致命的弱点。因此,其只有在开采坚硬的矿体时才被采用。水平扇形深孔的排列方式很多。其优缺点和应用范围见表 6-22。

(2) 爆破参数

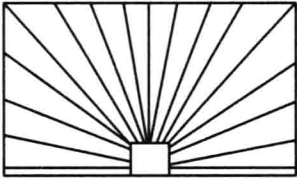
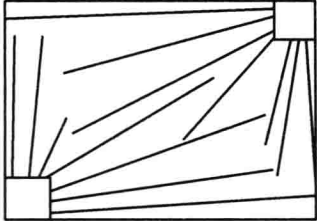
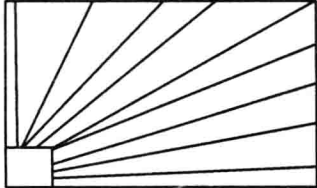
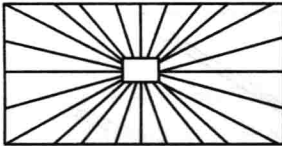
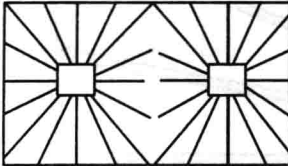
① 炮孔直径。

影响炮孔直径的因素主要是使用的凿岩设备和工具、炸药的威力、岩石特征。

采用接杆凿岩时,炮孔直径主要取决于连接套直径和必需的装药体积,孔径一般为 50~75 mm,以 55~65 mm 居多。采用潜孔凿岩时,因受冲击器的限制,孔径较大,为 90~120 mm,以 90~110 mm 居多。在矿石节理裂隙发育,炮孔容易变形等情况下,采用大直径深孔是比较合理的。

表 6-22

水平扇形布孔的优缺点和应用范围

凿岩天井或 硐室位置	图例	优点	缺点	应用范围
下盘中央		1. 凿岩天井掘进工作量小; 2. 总孔深小	不易控制矿体边界,易丢矿	接杆和潜孔凿岩的深孔均可应用
对角		1. 可控制边界,不易丢矿; 2. 总孔深小; 3. 工作面多,施工灵活	1. 凿岩天井或硐室掘进工作量大; 2. 交错处难控制	用于潜孔凿岩的深孔
一角		掘进工作量小,安全	大块率高	用于潜孔凿岩的深孔
中央		掘进工作量小	1. 不易控制矿体边界,易丢矿; 2. 总孔深大	用于接杆凿岩的深孔,且岩石稳固
中央两侧		1. 孔浅; 2. 大块率低; 3. 凿岩工作面多,施工灵活性大	不易控制矿体边界,易丢矿	用于接杆凿岩的深孔,且岩石稳固

② 炮孔深度。

选择炮孔深度时主要考虑凿岩机类型、矿体赋存条件、矿岩性质、采矿方法和装药方式等因素。目前,使用 YG-80、YGZ-90 和 BBC-120F 凿岩机时,孔深一般为 10~15 m,最大不超过 18 m;使用 BA-100 和 YQ-100 潜孔钻机时,孔深一般为 10~20 m,最大不超过 30 m。

③ 最小抵抗线、炮孔间距及密集系数。

a. 确定最小抵抗线的方法有以下三种。

(a) 当平行布孔时,可按下式计算:

$$W = d \sqrt{\frac{7.85 \Delta \tau}{mq}} \quad (6-20)$$

式中 d ——炮孔直径, dm。

Δ ——装药密度, kg/dm^3 。

τ ——炮孔装药系数, 其值为 0.7~0.8。

m ——炮孔密集系数,又称炮孔邻近系数, $m=a/W$,对于平行深孔, m 值为 0.8~1.1;对于扇形深孔,孔底 m 值为 1.1~1.5,孔口 m 值为 0.4~0.7。

q ——单位炸药消耗量,kg/m³。

(b) 根据孔径选取。当单位炸药消耗量和炮孔密集系数一定时,最小抵抗线和孔径成正比。实际资料表明,最小抵抗线可取:

对于坚硬岩石,可按式(6-17)取值。

对于中等坚硬岩石

$$W=(30\sim35)d \tag{6-21}$$

对于较软岩石

$$W=(35\sim40)d \tag{6-22}$$

(c) 根据矿山实际资料选取。目前,矿山采用的最小抵抗线数值见表 6-23。

表 6-23 水平扇形深孔排列方式下的孔径与最小抵抗线

d/mm	W/m	d/mm	W/m
50~60	1.2~1.6	70~80	1.8~2.5
60~70	1.5~2.0	90~120	2.5~4

b. 炮孔间距。平行布孔的孔间距是指相邻两孔的轴线距;扇形布孔时,孔间距分为孔底距和孔口距。孔底距是指由装药长度较短的深孔孔底至相邻深孔的垂直距离,孔口距是指由填塞较长的深孔装药端至相邻深孔的垂直距离,如图 6-27 所示。

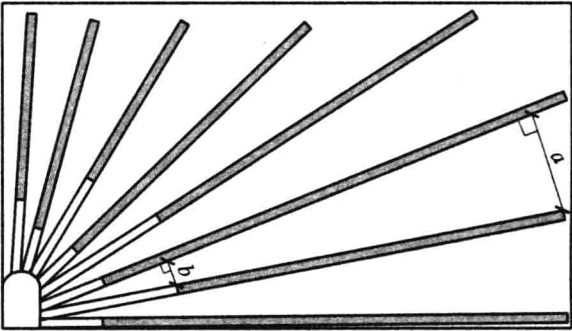


图 6-27 扇形布孔时的孔间距

a—孔底距;b—孔口距

在设计和布置扇形深孔排面时,为使炸药在矿石中分布得均匀一些,用孔底距 a 来控制孔底深度的密集程度,用孔口距 b 来控制孔口部分的炸药分布,以避免炸药分布过多,爆后造成粉矿过多。关于孔间距 a 的确定,可采用以下公式进行计算。扇形布孔的孔底距 a 为

$$a=(1.1\sim1.5)W \tag{6-23}$$

对于坚硬矿石取较小系数,反之则取较大系数,或按下式进行计算:

$$a=mW \tag{6-24}$$

式中 m ——密集系数。

c. 密集系数是孔间距与最小抵抗线的比值,即

$$m=\frac{a}{W} \tag{6-25}$$

式中 m ——密集系数;
 a ——孔间距, m;
 W ——最小抵抗线, m。

密集系数的选取常根据经验来确定。通常平行布孔的密集系数为 0.8~1.1, 以 0.9~1.1 较多。扇形布孔时, 孔底密集系数为 0.9~1.5, 以 1.0~1.3 居多; 孔口密集系数为 0.4~0.7。选取密集系数时, 矿石愈坚固, 要求的块度愈小, 应取较小值; 否则, 应取较大值。

④ 单位炸药消耗量。

单位炸药消耗量的大小直接影响岩石的爆破效果, 其值的大小与岩石的可爆性、炸药性能和最小抵抗线有关, 通常参考表 6-24 选取, 也可根据爆破漏斗试验确定。

表 6-24

地下采矿深孔爆破单位炸药消耗量

岩石坚固性系数 f	3~5	5~8	8~12	12~16	>16
一次爆破单位炸药消耗量/(kg/m ³)	0.2~0.35	0.35~0.5	0.5~0.8	0.8~1.1	1.1~1.5
二次爆破单位炸药消耗量所占比例/%	10~15	15~25	25~35	35~45	>45

平行布孔时每孔装药量 Q 为

$$Q = qaWL = qmW^2L \quad (6-26)$$

式中 L ——深孔长度, m;
 m ——密集系数;
 a ——孔间距, m;
 W ——最小抵抗线, m;
 q ——单位炸药消耗量, kg/m³。

扇形布孔时每孔装药量因其孔深、孔距有差异均不相同, 通常先求出每排孔的装药量, 然后按每排长度和总填塞长度求出每米孔的装药量, 最后分别确定每孔装药量。每排孔装药量为

$$Q_p = qWS \quad (6-27)$$

式中 Q_p ——每排深孔的总装药量, kg;
 q ——单位炸药消耗量, kg/m³;
 W ——最小抵抗线, m;
 S ——每排深孔的崩矿面积, m。

6.4.4 地下采矿大直径深孔爆破

地下深孔采矿技术是以大孔径深孔爆破为特征, 开采强度大, 生产能力高, 是在大型地下矿山中广泛应用的一种大规模高效采矿技术。

(1) VCR 爆破

VCR(Vertical Crater Retreat Mining)是垂直深孔球状药包后退式崩矿方法的简称, 是在利文斯顿爆破漏斗理论基础上研究创造的以球状药包爆破方式为特征的新的采矿方法。它的实质和特点是: 在上切割巷道内按一定孔距和排距钻凿大直径深孔到下部切割巷道, 崩矿时自顶部平台装入长度不大于直径 6 倍的药包, 然后沿采场全长和全宽按分层自下而上崩落一定厚度的矿石, 逐层将整个采高采完, 下部切割巷道成为出矿巷道。其典型矿块回采如图 6-28 所示。

VCR 爆破中, 炮孔两端是敞开的, 要求采用堵孔使药包停留在预定的位置上, 所以装药是这种爆破方法非常关键的作业。将球状药包埋置在采场顶、底板之间向下部自由空间爆破, 即倒置漏斗

爆破,是 VCR 爆破的主要特点。

VCR 爆破主要用于中厚以上的垂直矿体、倾角大于 60° 的急倾斜矿体和倾角大于 60° 的小矿块等的回采。VCR 爆破中的深孔采用平行排列,一般垂直向下,如图 6-29 所示,也可钻大于 60° 的倾斜孔,但是在同一排面内的深孔应互相平行,深孔间距应在孔的全长上相等。

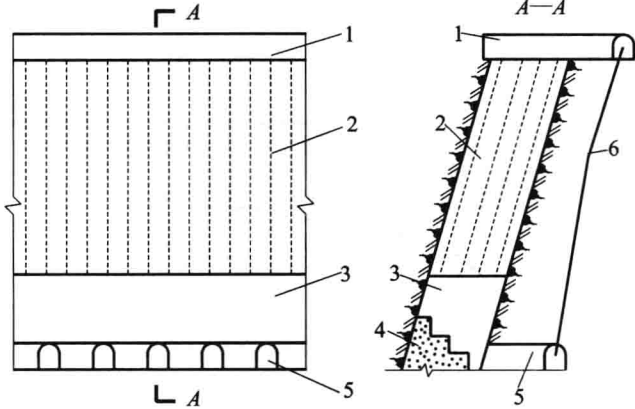


图 6-28 VCR 爆破采矿示意图

1—凿岩巷道;2—大直径深孔;3—拉底空间;
4—充填台阶;5—装矿巷道;6—运输巷道

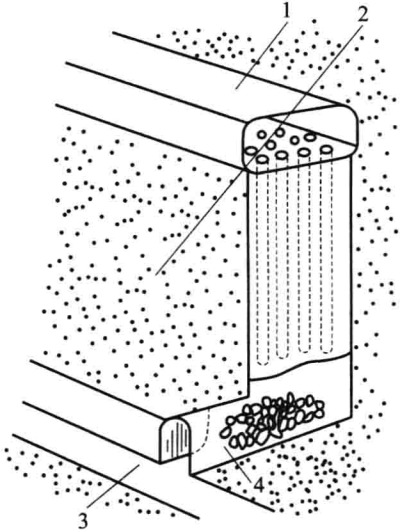


图 6-29 VCR 爆破崩矿示意图

1—顶部平台;2—矿柱;3—运输巷道;4—出矿巷道

(2) 阶段深孔台阶爆破

阶段深孔台阶爆破采矿法是大直径深孔采矿技术另一具有代表性的技术。阶段深孔台阶分次爆破崩矿如图 6-30 所示,采场装药结构如图 6-31 所示。

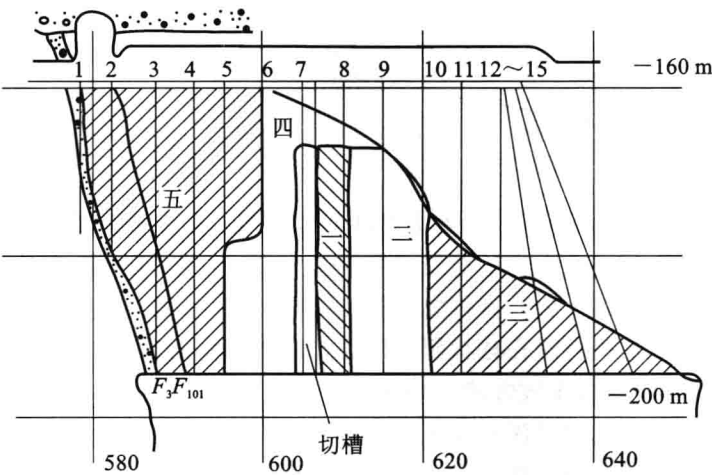


图 6-30 阶段深孔台阶分次爆破崩矿示意图

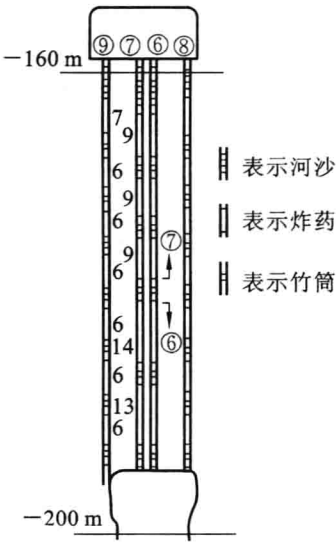


图 6-31 装药结构示意图

这一采矿技术方案的实质是露天矿台阶崩矿技术在地下开采中的应用,即采用大直径阶段深孔装药对采场中事先形成的竖向切割槽实行全段高或台阶状崩矿,崩落的矿石由采场下部的出矿

系统运出。

(3) 束状深孔爆破

束状深孔爆破是一种新颖的崩矿技术。实践证明,大直径束状深孔爆破技术具有作业效率高、改善作业环境、采场结构简单、便于地压控制等显著优点,是开采稳固性较差地下厚大矿体的有效落矿技术,在挤压爆破条件下可以获得更好的爆破效果。

束状深孔是一组相互平行的密集炮孔,其特点是:

- ① 炮孔在空间位置上是相互平行的。
- ② 束状深孔内各炮孔的孔间距较小,一般为 4~6 倍孔径。
- ③ 每束炮孔数为 2~10 个;炮孔的平面布置有多种形式,通常是圆形、半圆形、平行直线形及其组合。
- ④ 进行布孔和爆破设计时,一般将每束炮孔作为一个等效单孔考虑。

束状深孔爆破布孔如图 6-32 所示。

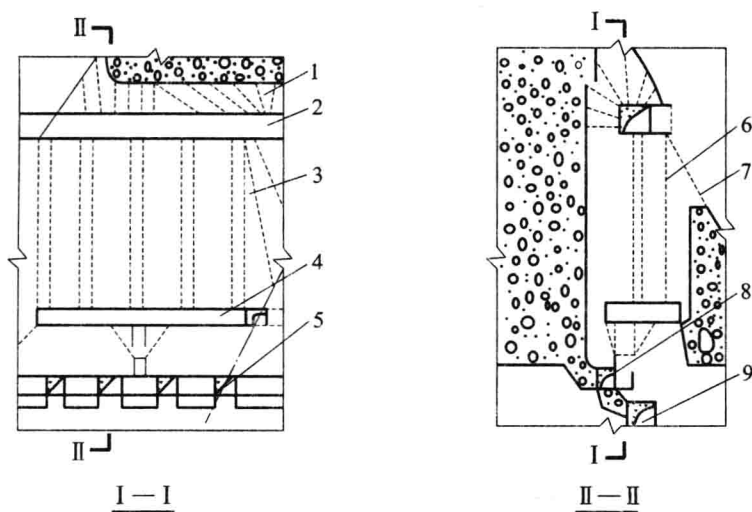


图 6-32 束状深孔爆破布孔

1—向上落顶深孔;2—凿岩硐室;3—束状深孔;4—拉底层;5—震出动矿口;6—双孔;
7—斜孔;8—二次破碎巷道;9—皮带运输巷

6.4.5 地下采矿爆破实例

(1) 地质条件与采矿方法

××矿属倾斜厚矿体,倾角为 $30^{\circ} \sim 56^{\circ}$,最大厚度处厚度达 211 m。矿石为坚硬致密的硬石膏矿,坚固性系数 $f=6 \sim 12$,围岩为坚硬稳固的白云质灰岩,节理裂隙一般不发育。采场布置如图 6-33 所示,采用浅孔房柱法和深孔房柱法开采。沿矿体走向布置矿房,矿房长 45 m,宽 8 m,高 12 m。在矿房底部采用浅孔爆破法一次全面拉底,拉底空间高 3 m;在矿房端部布置长 8 m、宽 3 m、高 10 m 的切割槽;矿房之间留宽 6 m 的连续矿柱。

(2) 爆破方法与爆破参数

① 浅孔爆破。浅孔爆破分为拉底、一次回采、二次回采三步进行,采用水平孔倒台阶式爆破,作业人员站在爆堆上钻水平孔并进行爆破施工。爆破参数见表 6-25。

② 深孔爆破。在拉底空间凿垂直向上的扇形深孔,每排 9 个孔。深孔布置如图 6-34 所示。采

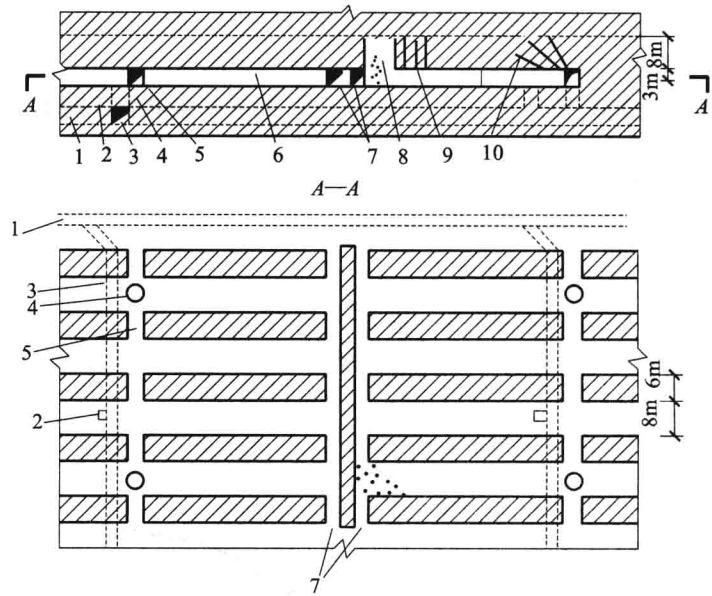


图 6-33 石膏矿采场布置

1—主运输巷道；2—人行通风井；3—穿脉运输平巷；4—溜矿井；5—采区矿房联络巷；
6—拉底空间；7—回风巷；8—切割槽；9—矿房扇形深孔；10—斜面收口深孔

表 6-25 ××矿采矿爆破参数

爆破方法	孔径/mm	孔数/个	孔深/m	孔距/m	排距/m	最小抵抗线/m	装药系数/%	孔底距/m	崩矿步距/m	装药密度/(kg/m)
浅孔爆破	40	27	2.6	1.5~1.8	1.2	1.2	85			
深孔爆破	56	9			1.6/1.8	1.6/1.8	65	1.5/1.8	3.2/3.6	2.55

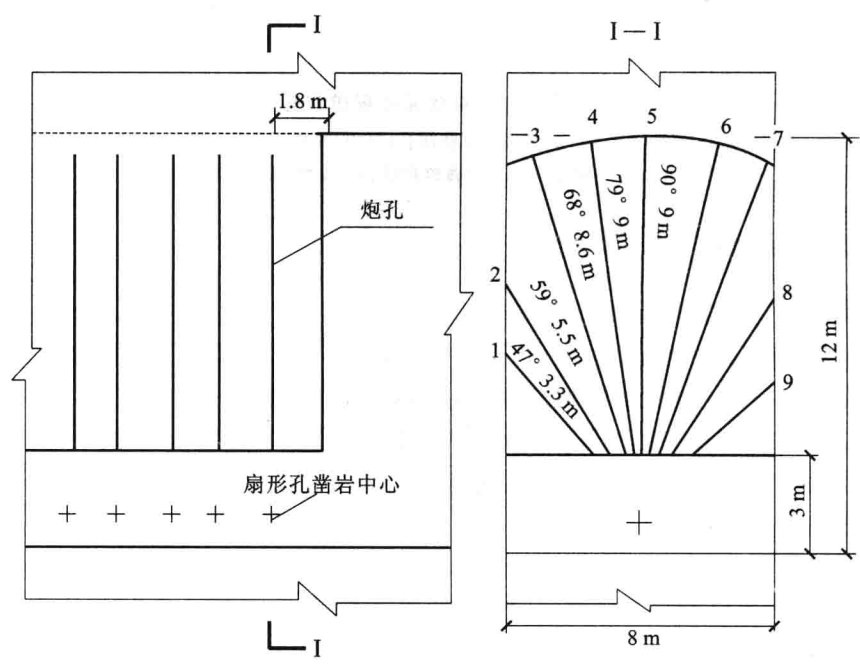


图 6-34 扇形深孔爆破炮孔布置

用微差爆破,非电导爆管雷管起爆。每次爆破两排:第一排用瞬发雷管,第二排用第3段雷管。采用装药器装药,当装药接近孔口时再装入雷管。每排扇形深孔的倾角、孔深、装药长度和装药量见表6-26。

表 6-26 扇形深孔倾角、深度、装药长度及装药量

孔号	1	2	3	4	5	6	7	8	9	合计
倾角/°	47	59	68	79	90	79	68	59	47	
孔深/m	3.3	5.5	8.6	9.0	9.0	9.0	8.6	5.5	3.3	61.8
装药长度/m	2.1	3.6	5.6	5.9	5.9	5.9	5.6	3.6	2.1	40.3
装药量/kg	5.3	9.1	14.3	15.0	15.0	15.0	14.3	9.1	5.3	102.4

【知识归纳】

(1) 巷道掘进炮孔按其位置和作用的不同,分为如下三种。① 掏槽孔:用于爆破出新的自由面,为其他炮孔创造有利的爆破条件。② 崩落孔:破碎岩石的主要炮孔。经掏槽孔爆破后,崩落孔就有了足够大的平行或大致平行于炮孔的第二个自由面,能在该自由面方向上形成较大体积的岩石爆破。③ 周边孔:使爆破后的巷道断面、形状和方向符合设计要求。周边孔按其所在位置的不同又分为拱顶孔、底板孔和帮部孔。

(2) 爆破说明书的主要内容如下:① 爆破工程的原始资料,包括井巷名称、用途、位置、断面形状和尺寸,穿过岩层的性质、地质条件及瓦斯情况等;② 选用的钻孔爆破器材,包括凿岩机具的型号和性能,炸药、雷管的品种;③ 爆破参数的计算,包括掏槽方式和掏槽爆破参数、光面爆破参数、崩落孔的爆破参数、爆破图表(包括炮孔布置图、装药结构图、装药参数和预期爆破效果和经济指标);④ 爆破网路的计算和设计;⑤ 爆破安全措施。

(3) 炮孔深度是指炮孔底部到自由面的垂直距离。影响炮孔深度的因素主要有岩石的硬度、炸药的性能、巷道的断面和凿岩机的性能。孔深的大小不仅影响着掘进工序的工作量和完成各工序的时间,而且影响爆破效果和掘进速度。

(4) 隧道掘进的特点如下。① 隧道断面尺寸较大,在爆破作业中应尽量减少爆破对围岩的破坏。② 隧道多处在地质条件复杂多变的地段,岩石风化破碎,受裂隙水和地表水影响较大。因此,应充分考虑岩层的节理、裂隙、软弱夹层、滴漏水等对钻孔和爆破效果的影响。③ 隧道服务年限长,造价昂贵,在施工中必须确保良好的工程质量。④ 隧道爆破对钻孔质量要求高。

(5) 隧道掘进常见的开挖方法有:① 全断面开挖法;② 台阶开挖法;③ 分部开挖法。

(6) 地下采矿爆破的特点:① 工作空间比较狭小,爆破规模小,爆破频繁。② 地质条件对地下工程影响大,在施工过程中,岩体的性质和构造是选择开挖方式、开挖程序、爆破方式与支护手段的基本依据。③ 地下采矿爆破所采用的凿岩、采掘机械由于受作业空间的限制,与露天矿山相比其生产能力差,自动化程度较低。④ 具有两个以上的自由面;炮孔数量多,崩矿面积和爆破量都比较大,爆破方案的选择和起爆网路的设计比较复杂。

【独立思考】

- 6-1 巷道(隧道)掘进爆破中的炮孔可分为哪几类?各自有什么作用?
- 6-2 掏槽爆破的作用是什么?有哪几种基本形式?

- 6-3 论述斜孔与直孔掏槽的区别与各自的使用条件。
- 6-4 井巷掘进时,炮孔深度的选择应考虑哪些因素?
- 6-5 爆破说明书主要包括哪些内容?
- 6-6 瓦斯隧道爆破施工中有哪些注意事项?
- 6-7 简述地下采矿爆破的特点。

【参考文献】

- [1] 汪旭光. 爆破设计与施工. 北京:冶金工业出版社,2012.
- [2] 王海亮. 工程爆破. 北京:中国铁道出版社,2008.
- [3] 中华人民共和国铁道部. TB 10120—2002 铁路瓦斯隧道技术规范. 北京:中国铁道出版社,2003.
- [4] 高尔新,杨仁树. 爆破工程. 徐州:中国矿业大学出版社,1999.
- [5] 刘殿书,李胜林. 爆破工程. 北京:科学出版社,2011.
- [6] 郭学彬,张继春. 爆破工程. 北京:人民交通出版社,2007.
- [7] 中华人民共和国国家质量监督检验检疫总局. GB 6722—2003 爆破安全规程. 北京:中国标准出版社,2004.

拆除爆破技术

课前导读

▽ 内容提要

本章的主要内容为基础类构筑物、高耸构筑物、楼房的拆除爆破和水压爆破。本章的教学重点为拆除爆破基本原理，教学难点是拆除爆破方案和爆破参数的选取。

▽ 能力要求

通过本章的学习，学生应掌握拆除爆破基本原理，掌握建筑物（构筑物）拆除爆破方案的分类和爆破参数的选取，能够初步运用本章介绍的方法处理相关的工程问题。

7.1 拆除爆破原理

一般认为,拆除爆破是在清除第二次世界大战造成的破坏建筑物的背景下兴起的。此时大量的工业设施需要重建和改建,拆除旧建筑物和构筑物为爆破工作者提供了一个机会,爆破技术从此迈入城市的大门,工程爆破理论和技术得到了迅速发展。随着我国经济建设的高速发展,在大规模城市现代化建设、铁路干线和厂矿企业技术改造中,需要改建、拆迁的工程项目日益增多。采用拆除爆破拆除比用人工或机械方法更为安全、可靠、快速和节约。再加上爆破理论、施工技术的发展及其带来的显著经济效益,拆除爆破已成为拆除业中最有竞争力的方法之一。

近年来,拆除爆破的主要特点为:

① 建(构)筑物拆除爆破趋向高层化和结构形式多样化。近年来,高层建(构)筑物的拆除爆破发展迅速。比如高层建筑结构已从框架、框架-剪力、剪力三大常规结构逐渐发展成筒体或筒束结构,结构形式更趋多样化;其结构柔性和混凝土强度等级增加,使拆除工艺更加复杂。

② 拆除方式多样化。目前,城市高层建筑物从材料结构上分类有三种,即钢筋混凝土结构,钢结构,钢骨、钢筋混凝土结构。结构类型不同,拆除方法也不尽相同,概括起来有以下几类:重力锤冲击破坏拆除法、推力臂拆除法或机械牵引定向倒塌拆除法、静态膨胀剂破碎法、水压爆破法和拆除爆破法。

③ 城市拆除爆破中更加重视对环境的影响,综合减灾的大安全观念越来越受重视。

拆除爆破是一种严格的控制爆破,要求做到:

① 控制破碎程度,要求被拆物充分破碎以利装运。

② 控制坍塌方向和废碴堆积范围、高度。

③ 严格控制有害效应,包括飞石、地震、空气冲击波、噪声、漫水、烟尘等。

④ 对于拆除爆破的破坏范围,应该做到使该拆的落地,不该拆的保存完好,尤其对于整栋建筑拆一部分保留一部分的爆破工程,该要求往往是评价工程成败的关键。

为了适应现代拆除爆破的特点和要求,满足减灾的大安全观念,拆除爆破与其他工程爆破一样,在做做到最理想的爆破效果的同时,要保证绝对安全。为此,必须遵循以下基本原理:

(1) 剪切破碎

对于现浇楼板或大体量楼房的拆除爆破,应充分利用延期起爆技术。通过设计和布置,使一些承重立柱先炸,利用爆破的时间差解除局部支撑点,从而改变结构原有的受力状态,使楼板和梁受弯矩和剪切力的多重作用,在这种反复弯剪的状态下破坏而自然解体。

目前国外大量采用的内爆法就是一个很好的范例。国外大量楼房受环境限制而无法采用定向倾斜拆除时,大多采用内爆法,看似原地坍塌,实为在各层面适当部位爆破拆除部分承重立柱,使承受重力作用的主梁、圈梁和楼板弯曲变形,直至发生剪切破坏而层层解体,最终导致整栋大楼的完全解体。国内利用逐段塌落爆破拆除楼房,就是使整栋楼房爆后充分解体,全部塌落于原地。

(2) 微分原理

将炸毁大构件(墙体、柱子)的炸药量分散地装填到该构件的许多个炮孔中,并且用多个时间段起爆,让这些药包能量不同步,从而有序地爆破分解各个部件。这种多炮孔、小药量、多段别的装药爆破,就是利用的微分原理。

(3) 失稳原理

建(构)筑物的稳定耸立是下部承重构件诸如墙体、柱子、梁等支撑的结果。破坏了承重构件,

原建(构)筑物的平衡就会被打破,其在地心引力作用下将发生倾斜、倒塌。哪个方向上的支撑结构遭到破坏解体,该结构支撑的建(构)筑物就会首先倾斜倒地。

7.2 拆除爆破设计

7.2.1 拆除爆破设计的原则

拆除爆破是一种控制爆破技术,即控制倒塌方向,控制破坏范围,控制爆破危害性,控制破碎程度。它是根据拆除爆破对象的具体情况,通过选择合理的爆破方法和参数,采取一定的防护措施,使爆破效果满足工程要求,并保证爆点周围结构物、设备和人员的安全。

对于拆除爆破,无论采用哪一种爆破方案,都必须充分破坏建(构)筑物的结构或全部承重构件,如承重墙体或立柱、横梁等,从而使建(构)筑物的稳定性遭受破坏而倒塌。根据拆除爆破的特点,拆除爆破设计必须遵循以下原则:

(1) 选择合理的最小抵抗线

爆破破碎和抛掷的主导方向是最小抵抗线方向,同时也是爆破无效能量的释放方向。在这个方向上爆破介质的破碎程度最严重,最容易产生飞石。因此,在基础类构筑物的拆除爆破中,最小抵抗线方向必须避开保护对象;如果不能避开保护对象时,必须严格计算装药量并加强防护。

(2) 使爆破拆除物失去稳定,而后倒塌、破坏

利用拆除爆破,使建筑物和高耸构筑物中的部分(或全部)承重构件失去承载能力,而后使建筑物或构筑物在其自身重力作用下产生倾覆力矩而失衡,进而原地塌落或定向倾倒,并在倾倒过程中发生解体破碎。

(3) 严格控制爆破装药量

根据爆破对象、条件和要求的不同,选择合适的炸药品种、爆破参数以及合理的装药结构,达到每个炮孔的装药爆炸时释放的能量与破碎该孔周围介质所需的最低能量相等,以使介质只产生一定的裂缝或松动破碎,最多产生就近抛掷,防止富余的能量造成爆破地震、空气冲击波、飞石等危害。

(4) 坚持多打孔、少装药

在拆除爆破中除需严格控制装药量以外,还应合理布置炮孔的间距、排距、孔深等,以使炸药均匀分布在被爆体中,形成多点分散的形式,并实现分批多段起爆,即坚持多打孔、少装药。

(5) 加强防护

现阶段拆除爆破中,炸药消耗量等爆破参数的计算主要以经验公式为主。采用这些参数进行爆破时,虽然能使爆破产生的振动、冲击波、飞石和噪声等的危害得到一定控制,但不能做到完全消除。因此,为确保安全,还必须采取有效的防护措施。

7.2.2 拆除爆破设计的内容

拆除爆破设计的内容一般包括方案制订、技术设计和施工设计三个方面。

(1) 方案制订

一般来说,用爆破方法拆除建筑物时有以下问题要研究:建筑物的结构和材料构成,相邻建筑物情况的调查,建筑结构在爆破后失稳塌落的研究,爆破造成的振动和解体构件下落撞击地面时造成的振动对邻近建筑物的影响,爆破时的飞石,主要爆破部位的覆盖以及要保护建筑物的防护,爆

破时造成的尘土污染和噪声。

由于各个建筑物或建筑物群的爆破内容各不相同,各有特点,因此不存在一成不变的爆破设计方案。不同建筑物的拆除爆破设计方案很不一样,同一座建筑物也有多种拆除爆破方案可供选择。一个正确的爆破设计方案有赖于很多条件的确定,只有进行详细的研究并把握住各个环节及其影响因素,才能设计出有效、安全的拆除爆破方案,考虑不周或计算错误都会造成严重事故。

拆除爆破设计是对要拆除的建(构)筑物确定出采用的最基本的爆破方案、设计思想。如对一座建筑物的拆除爆破,是采用定向倒塌方案、折叠倒塌方案,还是一次爆破方案;对烟囱、水塔类结构物爆破时倒塌方向的选择,如果整体定向倒塌的场地不够,或是对倒塌方向有严格的约束条件时,是否需要提高爆破部位的高度?是否要采用分段(高度)进行折叠的定向爆破倒塌方案?

爆破设计方案要在对多种设计方案进行比较的基础上确定。比较的内容为设计方案的安全性,爆破后建筑物构件解体是否充分,爆破施工作业量和在经济上是否节省。

(2) 技术设计

拆除爆破技术设计是指在爆破设计方案确定后进行的。设计文件的具体内容有工程概况、爆破设计方案、爆破参数的选择、爆破网路设计、爆破安全设计及防护措施等。

(3) 施工设计

拆除爆破施工设计主要是为实现爆破技术目的而对施工具体内容、步骤的设计。其包括炮孔的平面布置,炮孔的深度、方向和编号,分层装药结构设计,墙和柱的编号,药包的装药量和编号,起爆击发点个数和位置的确定,安全防护材料的选择和防护措施等。

7.2.3 拆除爆破网路设计

一座大型建筑物的拆除爆破需要布置多个炮孔,有的多达数千甚至上万个。要确保每个雷管都能安全准爆,爆破网路设计和施工质量十分重要。显然,拆除爆破起爆网路的特点是雷管数量多,起爆时间要求准确。为此,拆除爆破起爆网路一般采用电起爆网路和导爆管雷管起爆网路。拆除爆破禁止采用导爆索起爆方法,因为导爆索传爆时有大量炸药在空中爆炸,空气冲击波对周围环境的危害和干扰很大。

拆除爆破采用电力起爆系统时要严格按设计网路施工,校核起爆电源的输出功率,确保流经每个雷管的电流大于《爆破安全规程》(GB 6722—2003)的要求值和工程设计值。拆除爆破工程多将起爆器用作起爆电源。

导爆管起爆网路起爆量大,网路连接方便,目前在拆除爆破工程中用得最多。导爆管起爆网路连接多采用束(簇)接和四通连接的方法,大型起爆网路都要设计采用复式交叉的起爆网路。导爆管起爆网路和起爆点火可以采用电力起爆或导爆管击发点火的方法。这两种方法都可以实现准时起爆。准时起爆是城市拆除爆破工程管理中必须做到的。

大型起爆网路设计若采用孔内外延期技术,则孔内应采用高段位的延期雷管,孔外采用低段位的延期雷管,且孔内起爆时间应大于孔外延期累计时间,以避免第一响药包爆破的飞片打坏孔外正在传播信号的导爆管或雷管,造成拒爆事故。

7.2.4 拆除爆破药量的计算

在拆除爆破药量计算经验公式中,爆破的破碎程度和材料强度的影响都体现在单位炸药消耗量 q 内。考虑临空面条件、爆破器材的品种和性能,以及填塞质量要求,选择合适的单位炸药消耗量 q 值。

基本计算公式为

$$Q_i = qV_i \tag{7-1}$$

式中 Q_i ——单孔装药量,kg;
 q ——单位炸药消耗量,kg/m³;
 V_i ——爆破破碎体积,m³。

于是,不同结构条件下单孔装药量 Q_i 的计算公式有如下形式:

$$Q_i = qaWH \tag{7-2}$$

$$Q_i = qabH \tag{7-3}$$

$$Q_i = qaBH \tag{7-4}$$

$$Q_i = qW^2l \tag{7-5}$$

式中 a ——炮孔间距,m;
 b ——炮孔排距,m;
 B ——爆破体的宽度或厚度, $B=2W$,m;
 H ——爆破体的高度,m;
 l ——炮孔深度,m;
 q ——单位炸药消耗量,kg/m³。

式(7-3)适用于多排布孔时中间各排炮孔的单孔装药量计算,这些炮孔只有一个临空面。

式(7-4)适用于爆破体较薄、只在中间布置一排炮孔时的单孔装药量计算。

式(7-5)适用于钻孔桩头爆破的单孔装药量计算,爆破时在桩头中心向下钻一个垂直炮孔。桩头爆破是多面临空条件下的爆破,式中的 W 即为桩头半径。

表 7-1 中列出的钢筋混凝土拆除爆破的单位炸药消耗量和单位体积平均炸药消耗量,是通过大量生产性爆破和试验爆破数据的统计得出的经验值。

表 7-1 钢筋混凝土梁柱爆破单位炸药消耗量 q 及单位体积平均炸药消耗量

W/ cm	q / (g/m ³)	$\sum Q_i/V$ / (g/m ³)	布筋情况	爆破效果
10	1150~1300	1100~1250	正常布置单箍筋	混凝土破碎、疏松、与钢筋分离,部分碎块溢出钢筋笼
	1400~1500	1350~1450		混凝土破碎、疏松、脱离钢筋笼,箍筋拉断,主筋膨胀
15	500~560	480~540	正常布置单箍筋	混凝土破碎、疏松、与钢筋分离,部分碎块溢出钢筋笼
	650~740	600~680		混凝土破碎、疏松、脱离钢筋笼,箍筋拉断,主筋膨胀
20	380~420	360~400	正常布置单箍筋	混凝土破碎、疏松、与钢筋分离,部分碎块溢出钢筋笼
	420~460	400~440		混凝土破碎、疏松、脱离钢筋笼,箍筋拉断,主筋膨胀
30	300~340	280~320	正常布置单箍筋	混凝土破碎、疏松、与钢筋分离,部分碎块溢出钢筋笼
	350~380	330~360		混凝土破碎、疏松、脱离钢筋笼,箍筋拉断,主筋膨胀
	380~400	360~380	布置较密双箍筋	混凝土破碎、疏松、与钢筋分离,部分碎块溢出钢筋笼
	460~480	440~460		混凝土破碎、疏松、脱离钢筋笼,箍筋拉断,主筋膨胀

续表

$W/$ cm	$q/$ (g/m^3)	$\sum Q_i/V/$ (g/m^3)	布筋情况	爆破效果
40	260~280	240~260	正常布置单箍筋	混凝土破碎、疏松、与钢筋分离,部分碎块溢出钢筋笼
	290~320	270~300		混凝土破碎、疏松、脱离钢筋笼,箍筋拉断,主筋膨胀
	350~370	330~350	布置较密双箍筋	混凝土破碎、疏松、与钢筋分离,部分碎块溢出钢筋笼
	420~440	400~420		混凝土破碎、疏松、脱离钢筋笼,箍筋拉断,主筋膨胀
50	220~240	200~220	正常布置单箍筋	混凝土破碎、疏松、与钢筋分离,部分碎块溢出钢筋笼
	250~280	230~260		混凝土破碎、疏松、脱离钢筋笼,箍筋拉断,主筋膨胀
	320~340	300~320	布置较密双箍筋	混凝土破碎、疏松、与钢筋分离,部分碎块溢出钢筋笼
	380~400	360~380		混凝土破碎、疏松、脱离钢筋笼,箍筋拉断,主筋膨胀

实爆前,选择典型部位按设计选取的单位炸药消耗量和单孔装药量进行试爆。试验爆破要按实爆时的孔网参数布置炮孔,试爆的炮孔应有一定的数量,一般不应少于 3 个,根据爆破效果调整爆破单位炸药消耗量。

7.3 基础类构筑物的拆除爆破

基础类构筑物拆除爆破的内容十分广泛:清除各种设备和机具的基础,拆除各种厂房和构筑物的基础,拆除围堰基础以及碉堡、城墙,拆除公路和铁路桥梁的墩台,改建码头、船坞,拆除河岸堤坝、护坡、水电站防渗基础以及在各种坚固岩石中开挖沟槽等。

在拆除爆破中,对钢筋混凝土基础,只需将混凝土疏松破碎,使其脱离钢筋骨架;对素混凝土、砖砌片石等材料的基础,应尽量做到原地破碎,避免碎块飞扬。

7.3.1 参数设计

在基础类构筑物的拆除爆破中一般采用浅孔爆破法,其爆破设计参数有最小抵抗线 W 、炮孔间距 a 、炮孔排距 b 、炮孔深度 l 以及单孔装药量 Q_i 。

(1) 最小抵抗线 W

最小抵抗线 W 是拆除爆破的一个重要参数。通常 W 值应根据爆破体的材质、几何形状和结构尺寸,钢筋混凝土中的配筋情况,要求的爆破块度或质量,以及清渣方式等因素综合考虑确定。

根据最小抵抗线原理,爆破破碎和抛掷的主导方向是最小抵抗线方向。因此,选择最小抵抗线方向的原则是:首先考虑保护对象与爆破体的空间位置关系,为了保证保护对象的安全,最小抵抗线的方向应避开保护对象;其次考虑实现爆破体的顺利解体,充分利用临空自由面。

在拆除爆破中,一般选用的 W 值均在 1 m 以下。当爆破体为薄壁结构或小截面钢筋混凝土梁、柱时, W 值只能是壁厚或梁、柱截面中较小尺寸的一半,即 $W=0.5B$, B 为壁厚或梁、柱截面中的较小尺寸。若薄壁结构为拱形或圆筒形,炮孔方向平行于弧面时,为获得均匀的破碎效果,在考虑内侧夹制作用的基础上,结构外侧的最小抵抗线 W_1 应取 $(0.65\sim0.68)B$,结构内侧的最小抵抗线 W_2 应取 $(0.32\sim0.35)B$,如图 7-1 所示。但计算装药量时,最小抵抗线 W 仍取 $0.5B$,其中 B 为厚度。

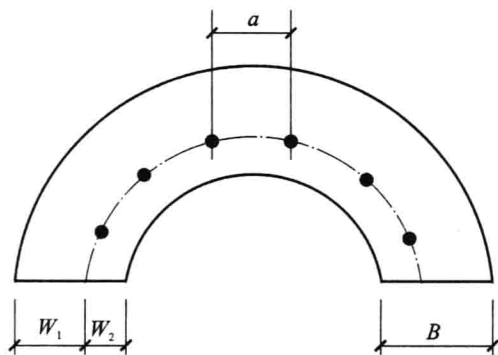


图 7-1 拱形薄壁结构爆破体内、外侧最小抵抗线示意图

实践表明,当爆破体为大体积圬工(如桥墩、桥台、高大建筑物或重型机械设备的混凝土基础等),并采用人工清碴时,破碎块度不宜过大,最小抵抗线可按如下方法取值。

对于混凝土圬工或钢筋混凝土圬工:

$$W=35\sim 50\text{ cm}$$

对于浆砌片石、料石圬工:

$$W=50\sim 70\text{ cm}$$

对于钢筋混凝土墩台帽:

$$W=\left(\frac{3}{4}\sim\frac{4}{5}\right)H$$

式中 H ——墩台帽厚度。

一般素混凝土爆破后,碎块的几何尺寸都略大于 W 。如爆破后采用人工清理, W 值应取小值;采用机械清方时,为取得较好的技术经济指标,在满足施工要求的前提下应尽可能选用较大的最小抵抗线。

最小抵抗线 W 的取值与构件的强度也有关:强度越大,则产生飞石的可能性就越大,最小抵抗线应取小值;反之,最小抵抗线应取大值。

(2) 炮孔间距 a

基础类构筑物的拆除爆破往往需要钻较多的炮孔才能完成。相邻两个炮孔间距离 a 的大小直接影响爆破破碎质量和安全,应慎重考虑。

炮孔间距 a 与 W 有一定的比例关系,即 $a=mW$ 。通常称 m 为邻近系数,其值随 W 值的大小,被爆体的体积和强度、结构类型,起爆方法和顺序,块度等因素而变化。对不同建筑材料和结构物,炮孔间距 a 可按下列各式选取。

对于混凝土:

$$a=(1.0\sim 1.5)W$$

对于钢筋混凝土:

$$a=(0.7\sim 1.0)W$$

对于浆砌片石或料石基础:

$$a=(0.7\sim 1.5)W$$

上述 a 值的上、下限应根据拆除物的具体情况而定。当拆除物强度较高、建筑质量较好时, a 可取小值;反之则取大值。

环境条件宽松时:对于混凝土, $a=2W$;对于砌石, $a=2.5W$;对于砌砖, $a=3.5W$ 。其也可取得

良好效果。

(3) 炮孔排距 b

大面积一次爆破时,需要布置多排炮孔进行分段起爆。排与排之间的距离 b 也是一个重要参数,根据材质情况和对爆破块度的要求:多排炮孔齐发爆破时,可取 $b=(0.6\sim0.9)a$;多排炮孔微差爆破时,可取 $b=(0.9\sim1.0)a$ 。人工清碴时, b 取小值;机械清碴时, b 取大值。混凝土、土石方爆破顺序合理时,一般取 $b=a$ 。

(4) 炮孔深度 l

炮孔深度 l 是影响爆破效果的一个重要参数。合理的炮孔深度可避免出现冲炮和坐炮现象,使炸药能量得到充分利用,保证良好的爆破效果。一般情况下,应使炮孔深度大于最小抵抗线,要确保炮孔装药后的堵塞长度大于或等于 $(1.1\sim1.2)W$ 。实践证明,深炮孔不但可以缩短每延米的平均钻孔时间,而且可以提高炮孔利用率,增加爆破方量,从而加快施工进度,节省爆破费用。在采用群药包的拆除爆破中,为便于钻孔、装药和堵塞作业的顺利进行,炮孔深度不宜超过 2 m。

对于不同边界条件的爆破体,在确保孔深 $l>W$ 的前提下,炮孔深度可按下列各式选取。

当爆破体底部是临空面时,取

$$l=(0.6\sim0.65)H$$

当设计爆裂面位于断裂面、伸缩缝或施工缝等部位时,取

$$l=(0.7\sim0.8)H$$

当设计爆裂面位于变截面部位时,取

$$l=(0.9\sim1.0)H$$

当设计爆裂面位于均质、等截面爆破体之间时,取

$$l=1.0H$$

当爆破体为板式结构,且上、下均有临空面时,取

$$l=(0.6\sim0.65)\delta$$

若仅一侧有临空面,取

$$l=(0.7\sim0.75)\delta$$

式中 H ——爆破体的高度或设计爆落部分的高度;

δ ——板体厚度。

(5) 单孔装药量

进行基础类构筑物拆除爆破时,单孔装药量可按本章介绍的体积公式或剪切破碎公式计算。

当炮孔深度 l 大于 $1.5W$ 时,应分层装药,即把计算出的单孔装药量分成两个或两个以上的药包,在每个药包中安装起爆雷管后,按一定间隔装入炮孔,药包中心距应满足 $20\text{ cm}<a_1\leq W$ (或 a 、 b);若采用导爆索连接两个药包时,只需在起爆端安装一个雷管即可,此时要注意药量的折减。

在较深的炮孔中采用分层装药结构能将炸药较均匀地分配于爆破体内,避免能量集中,可防止出现飞石或产生大块,降低爆破振动。分层装药时药量分配原则如下:

① 当炮孔深度 $l=(1.6\sim2.5)W$ 时,将单孔装药量分成两个药包,分两层装药;当炮孔深度 $l=(2.6\sim3.7)W$ 时,将单孔装药量分成三个药包,分三层装药;当 $l>3.7W$ 时,将单孔装药量分成四个药包,分四层装药。实践证明,为便于装药和堵塞作业,分层装药不宜超过四层,确定炮孔深度 l 时,应考虑这一因素的影响。

② 在材质均匀、强度一致的爆破体中,单孔装药量 Q_i 的分配原则为:两层装药时,取上层药包药量为 $0.4Q_i$,下层药包药量为 $0.6Q_i$;三层装药时,取上层药包药量为 $0.25Q_i$,中层药包药量为 $0.35Q_i$,下层药包药量为 $0.4Q_i$;四层装药时,取上层药包药量为 $0.15Q_i$,第二、三层药包药量均为 $0.25Q_i$,最下层药包药量为 $0.35Q_i$ 。在材质或强度不均匀的爆破体中,如混凝土基础底部有钢筋网时,可在单孔装药量不变的基础上,适当增加底层药包药量。

【案例分析】

(1) 工程概况

陡岭桥为 110 国道(延庆段)上的一座中型桥。该桥由主孔净跨 65 m 的双曲拱桥和 6 孔 16 m 钢筋混凝土简支 T 型梁组成,桥长 189.50 m(含桥台后挡土墙),桥宽 11.2 m,拱桥顶高约 19 m;简支梁桥下部结构为双柱式中墩,明挖扩大基础,墩柱高 9~14 m,桥面铺混凝土厚约 15 cm。待拆除陡岭桥结构如图 7-2 所示。

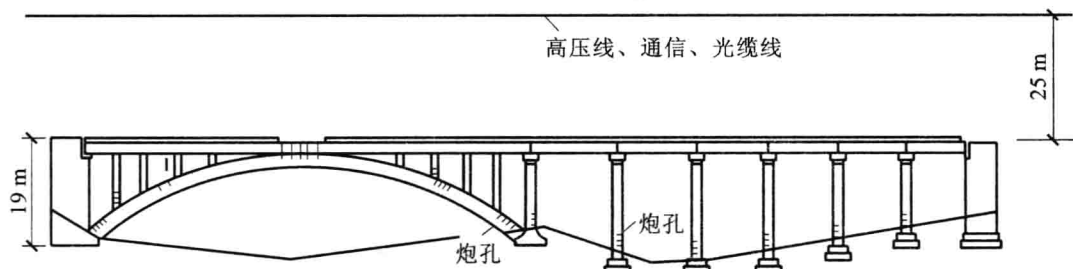


图 7-2 陡岭桥结构示意图

(2) 拆除爆破方案

陡岭桥总体拆除爆破方案:拱桥部分采用原地坍塌,6 孔简支部分采用沿横向(西侧)定向倒塌控制爆破拆除。桥中所有炮孔一次击发,延期起爆。起爆顺序为:从拱桥部分(桥南端)开始到 6 孔简支部分(桥北)依次顺序起爆,如图 7-3 所示。

(3) 防护措施

应重点防护爆破飞石和空气冲击波,具体措施如下:

- ① 对所有墩柱和拱桥的炮孔用两层荆笆进行严密覆盖,并在拱桥上用沙袋预防飞石冲断线路;
- ② 在主导线上用草袋防护;
- ③ 在爆破 200 m 范围内设置警戒区。

(4) 爆破效果

基于陡岭桥的结构特点、周边环境和后期重建施工要求,对拱桥部分采用原地坍塌、简支部分采用横向倒塌的拆除爆破方案。通过进行合理爆破参数的选择、非电导爆管起爆系统的设计、桥梁主体结构预处理以及采取镇密的安全技术措施等,成功实施了长 189.5 m 复杂桥梁的拆除爆破,爆破效果达到了设计要求和预期目的。

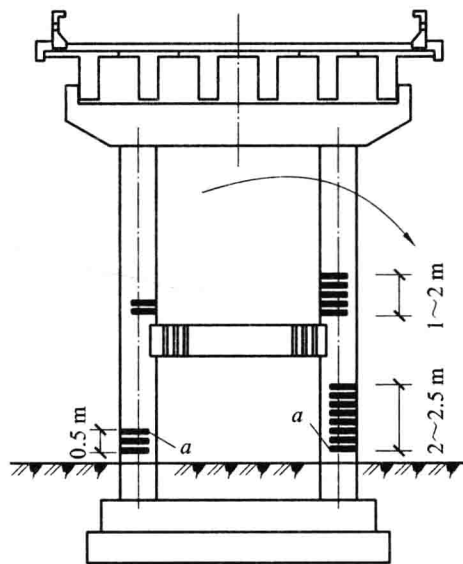


图 7-3 简支梁横向倒塌示意图
(箭头为倒塌方向)

7.4 高耸构筑物的拆除爆破

在城市建设和厂矿企业技术改造中,经常要拆除一些废弃的高耸构筑物,如烟囱。本节将重点叙述烟囱的拆除爆破,水塔、跳水塔等的拆除爆破可类比参考。

烟囱的常见形式为圆筒形,其横截面自下而上呈收缩状,按材质可分为砖结构和钢筋混凝土结构两种。通常烟囱内部砌有一段内衬,内衬与外壁之间有一定的间隙。

高耸构筑物一般所处环境比较复杂,多数位于人口稠密的城镇和工厂矿山建筑群中,对爆破技术和倒塌场地有严格的要求。

在确定拆除爆破方案时,首先必须到现场进行实地勘察与测量,仔细了解烟囱周围的环境与场地情况,包括地面、地下和空中构筑物、设施与爆破地点的距离和相对位置,同时还应了解烟囱的结构和几何尺寸,初步筛选掉一些明显不合理的拆除方案。在此基础上,进一步收集烟囱的原始设计资料和竣工资料,并与实物进行认真核对,查明其构造,材质,强度,筒壁厚度,施工质量,完好程度或风化、破坏情况。在充分了解上述实际资料的基础上,从技术可行、经济合理和安全可靠三个方面进行比较,最终确定出合理的拆除爆破方案。

以下以烟囱为例介绍高耸构筑物的拆除爆破技术。

7.4.1 烟囱拆除爆破方案的选择

应用于爆破拆除烟囱等高耸构筑物的最常用的方案有三种:定向倒塌、折叠倒塌和原地坍塌。

(1) 定向倒塌

定向倒塌是指在烟囱倾倒方向一侧的底部,用爆破的方法炸开一个具有一定高度、长度大于 $1/2$ 周长的缺口,导致构筑物整体失稳、重心外移,在构筑物自身重力作用下形成倾覆力矩,使烟囱等构筑物朝预定方向倒塌。



图 7-4 定向倒塌示意图

选用此方案时,必须有一个具有一定宽度的狭长地带作为倒塌场地。对该场地宽度和长度的要求,与构筑物自身的结构、刚度、风化破损程度以及爆破缺口的形状、几何参数等多种因素有关。对于钢筋混凝土或者刚度好的砖砌烟囱,要求狭长地带的长度大于烟囱高度的 1.2 倍,垂直于倒塌中心线的横向宽度不得小于构筑物爆破部位外径的 2.0 倍。对于刚度较差的砖砌烟囱,狭长地带的长度要求相对较小些,约为烟囱高度的 $50\% \sim 80\%$,垂直于倒塌中心线的横向宽度不得小于构筑物爆破部位外径的 2.8 倍。图 7-4 所示为定向倒塌示意图。

(2) 折叠倒塌

折叠倒塌与定向倒塌的原理基本相同,其除了在构筑物底部炸开一个切口以外,还需在上部的适当部位炸开爆破切口,使构筑物从上部开始逐段朝相同或相反方向折叠,倒塌在原地附近。折叠倒塌适用于周围场地狭窄,在任何方向都不具备定向倒塌条件的工程。

折叠倒塌可分为单向连续折叠倒塌和双向交替折叠倒塌两种。图 7-5 所示为单向连续和双向交替折叠倒塌示意图。此方案施工难度较大、技术要求较高,选用时应谨慎。

(3) 原地坍塌

原地坍塌方案是在需拆除的构筑物周围没有可供倾倒的场地时采用的一种拆除爆破方案。该

方案只适用于砖结构的构筑物。

原地坍塌是将筒壁底部沿周长炸开一个具有足够高度的缺口,依靠构筑物自重,使其冲击地面实现解体。原地坍塌方案的实施难度较大,爆破缺口高度要满足构筑物在自重作用下冲击地面时能够完全解体的要求。

综上所述,在选择拆除爆破方案时需首先进行实地勘查与测量,详细了解周围环境和场地条件,以及构筑物的几何尺寸与结构特征等。确定方案时,以定向倒塌、折叠倒塌和原地坍塌的顺序考虑。

7.4.2 拆除爆破技术设计

烟囱等高耸构筑物拆除爆破技术设计的内容包括缺口形式、缺口高度和缺口长度的确定,定向窗,爆破缺口内衬的处理等。

(1) 爆破缺口的类型

爆破缺口是指在要爆破拆除的高耸构筑物的底部,用爆破方法炸出的一个具有一定宽度和高度的缺口。爆破缺口一般位于倾倒方向一侧,其作用是创造失稳条件,控制倾倒方向,因此爆破缺口的选择会直接影响高耸构筑物倒塌的准确性。

在烟囱等高耸构筑物的拆除爆破中,有不同类型的爆破缺口,如图 7-6 所示。爆破缺口以倾倒方位线为中心呈左右对称,常用的有长方形、梯形、倒梯形、反斜形、斜形和反人字形。图 7-6 中 h 为爆破缺口的高度, L 为缺口的水平长度, L' 为斜形缺口水平段的长度, L'' 为斜形缺口倾斜段的水平长度, H 为斜形、反斜形及反人字形缺口的矢高, α 为其倾斜角度。采用反人字形或斜形爆破缺口时,其倾角 α 宜取 $35^\circ \sim 45^\circ$; 斜形缺口水平段的长度 L' 一般取缺口全长 L 的 $36\% \sim 40\%$, 倾斜段的水平长度 L'' 取 L 的 $30\% \sim 32\%$ 。

(2) 爆破缺口的位置

爆破缺口的中心线方向必须与设计倾倒方向一致,中心线两侧严格对称布孔。爆破缺口至地面的距离应便于施工。为了使爆破抛碴顺利进行,最下一排炮孔距地面不得小于 0.5 m 。若烟囱支承内部有大量堆积物而又不准备清除,则最下一排炮孔的位置应高于堆积物 0.5 m 。若底部结构位于支承体部分,为了避免其对能力的影响,爆破缺口可以选在底部结构 2 m 以上的位置。

(3) 爆破缺口高度的确定

爆破缺口的高度是保证定向倒塌的一个重要参数。爆破缺口高度过小,烟囱在倾倒过程中会出现偏转;爆破缺口高度大一些虽然可以防止烟囱在倾倒过程中发生偏转,但会增加钻孔工作量。因此,砖砌体缺口高度不宜小于爆破部位壁厚 δ 的 1.5 倍,通常取 $h = (1.5 \sim 2.0)\delta$; 钢筋混凝土结构物的缺口高度可采用经验公式 $h = (4.0 \sim 6.0)\delta$ 计算。

(4) 爆破缺口长度的确定

爆破缺口的长度对控制倒塌距离和方向均有直接影响。爆破缺口过长,则起支承作用的保留筒壁太短,若保留筒壁承受不了上部烟囱的质量,在倾倒之前会被压垮,发生后坐现象,严重时可能会影响倒塌的准确性或造成事故;爆破缺口长度太短,保留部分虽然可对构筑物质量起支承作用,但可能会出现爆而不倒的危险局面,或倒塌后发生前冲现象,从而加大了倒塌的长度。一般情况下,爆破缺口长度应满足:

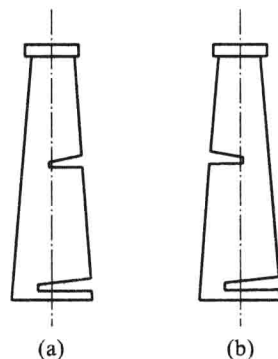


图 7-5 单向连续和双向交替折叠倒塌示意图

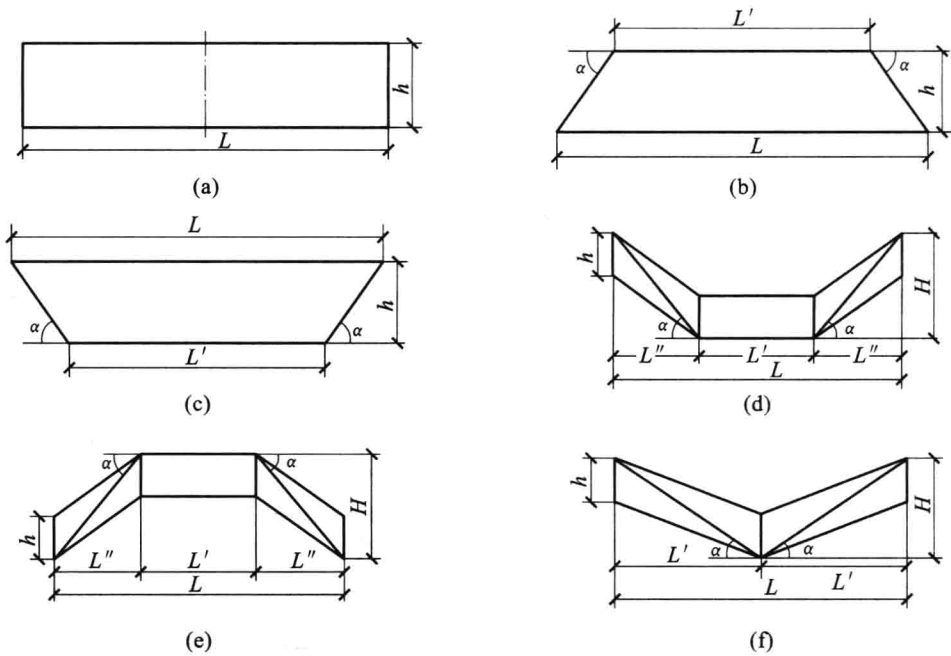


图 7-6 爆破缺口的类型

(a) 长方形; (b) 梯形; (c) 倒梯形; (d) 斜形; (e) 反斜形; (f) 反人字形

L —缺口水平长度; L' —斜形缺口水平段长度; α —倾角;

L'' —斜形缺口倾斜段水平长度; h —缺口高度; H —缺口矢高

$$\frac{1}{2}s < L \leq \frac{2}{3}s \quad (7-6)$$

式中 s ——烟囱等高耸构筑物爆破部位的外周长。

对于强度较小的砖结构构筑物, L 取小值; 对于强度较大的砖结构和钢筋混凝土结构构筑物, L 取大值。

(5) 定向窗

为了确保烟囱能按设计的倒塌方向倒塌, 除了正确选择爆破缺口的类型和参数以外, 有时要提前在爆破缺口的两端用风镐或爆破方法开挖出一个窗口, 这个窗口叫作定向窗。窗口的开挖在缺口爆破之前, 钢筋要切断, 墙体要挖透。

下面以梯形爆破缺口为例说明设计参数的选取。图 7-7 所示为梯形缺口展宽图, 对称于倒塌

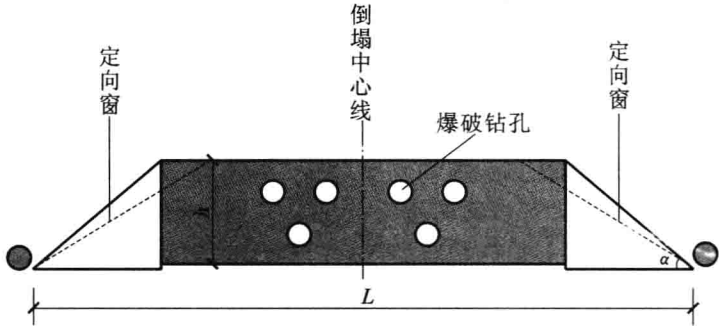


图 7-7 爆破部位(缺口)及定向窗

中心线的梯形底边是设计的爆破部位长度,即设计爆破部位圆心角 ω 对应的烟囱筒体外壁的弧长, h 为爆破缺口的高度,中间的长方形是钻孔爆破部位,两边的三角形是定向窗。定向窗倾角 α 一般为 $25^\circ\sim 35^\circ$ 。三角形的底边长为2~3倍壁厚;其高度可与缺口和爆破缺口高度相同,也可小于爆破缺口高度(图7-7中虚线)。

爆破前,开凿定向窗为预拆除施工。拆除爆破工程原则上要尽量减少预拆除,特别是对影响结构稳定承重构件的预拆除。烟囱属高耸构筑物,为了尽可能地减少对烟囱结构的损伤,要尽量设计尺寸小的定向窗。两侧定向窗破坏状态的对称是烟囱按设计方向倒塌的关键。如果两侧破坏状态不对称,则这种初始断裂破坏点的不对称将严重影响烟囱倾斜倒塌的方向。

(6) 爆破缺口内衬的处理

爆破缺口内衬要在爆破前采用人工方法拆除,或是和外筒壁同时进行爆破。烟囱内衬的处理范围应与爆破缺口部位一致。

【案例分析】

(1) 工程概况

一150 m高烟囱为整体现浇钢筋混凝土筒体结构。底部外径为11.66 m,壁厚400 mm;顶部外径为6.54 m,壁厚150 mm。混凝土标号为300号,混凝土体积为1053.47 m³,粒状炉渣隔热层体积为112 m³,红砖内衬体积为454.4 m³,整体质量为3400 t。

烟囱底部正北方向有一个宽3.42 m×高7.5 m的烟道口。

烟囱四周环境是:北离1号、2号机组主厂房9.2 m;东离振电路120 m,离变压器130 m;南离金海路68 m。周围环境如图7-8所示。安镇路上位于振电路东侧的电缆沟处于运行状态,金海路上的电缆沟全部处于运行状态。

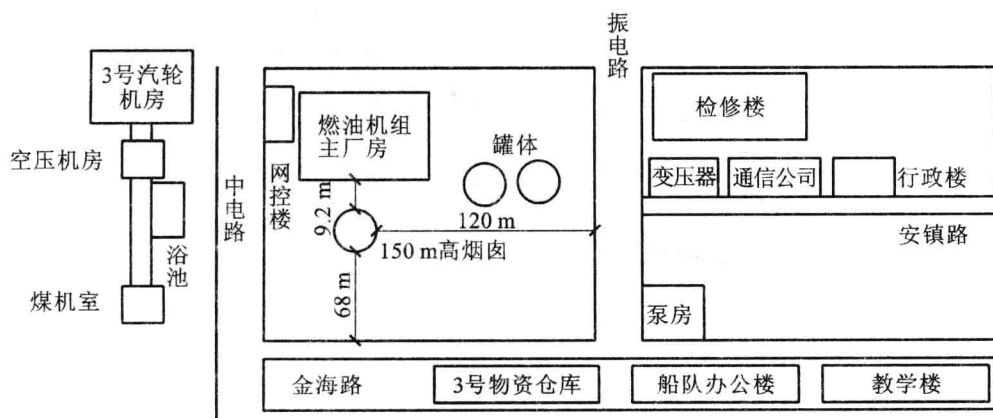


图 7-8 烟囱周围环境

本工程的特点为:

- ① 该烟囱是迄今为止亚洲地区爆破拆除的最高烟囱;
- ② 环境复杂,四周均为生产厂房及电厂电缆沟,倒塌范围狭小,仅限于东偏南 18° 范围内倒塌;
- ③ 烟囱壁薄,根部壁厚仅40 cm。

(2) 爆破参数

本次爆破采用双向交替折叠倒塌爆破方案,即利用+30.0 m的工作平台在+30.0 m处开设一个缺口;在地面开设一个缺口,实现双向交替折叠倒塌。+30.0 m以上的烟囱向东倒塌,+30.0 m

以下的烟囱向西倒塌,倒塌在变压器以西金海路范围内,倒塌范围增大到 29° 。

① 上缺口爆破参数设计。

上缺口位于 $+30.0\text{ m}$ 处,分别在缺口左右两侧各开一个定向窗,在缺口中央开设一个中间窗。定向窗为直角三角形,宽 2.5 m ,高 1.5 m ;中间窗宽 3.0 m ,高 2.5 m 。上缺口孔距 $a=25\text{ cm}$,排距 $b=25\text{ cm}$,孔深 $L=15\text{ cm}$,单位炸药消耗量 $q=3600\text{ g/m}^3$,单孔装药量 $Q=67\text{ g}$,炮孔共 352 个,炸药量为 23.6 kg 。

② 下缺口爆破参数设计。

下缺口位于 $+0.6\text{ m}$ 处,分别在缺口左右两侧各开一个定向窗,在缺口中央开设一个中间窗。定向窗为直角三角形,宽 2 m ,高 2 m ;中间窗宽 3.44 m ,高 4.4 m ,加上烟道口高 7.5 m ,则中间窗高达 11.9 m 。下缺口孔距 $a=30\text{ cm}$,排距 $b=30\text{ cm}$,孔深 $L=25\text{ cm}$,单位炸药消耗量 $q=2700\text{ g/m}^3$,单孔装药量 $Q=100\text{ g}$,炮孔共 18 排、738 个,炸药量为 73.8 kg 。

(3) 爆破缺口作业安全措施

自 $\pm 0.00\text{ m} \sim +30.0\text{ m}$ 沿烟囱四周搭设脚手架,铺设 $+30.0\text{ m}$ 作业平台。平台宽度不小于 3.0 m ,平台外侧设有 2 m 高的护栏,护栏用安全防护网围住。通往 $+30.0\text{ m}$ 平台的上下楼梯采用旋转楼梯或“之”字形楼梯。

囱体倾倒水平着地时对地面的冲击作用很大,地面松软时,泥土易被抛出,且抛距较大。若不采取措施,烟囱上半部分着地时破碎充分,囱体内的压缩空气可能将囱体混凝土碎块抛出。因此,本方案设计在烟囱倒塌中心线方向左右 9° 范围内,从根部 50 m 开始每隔 $8 \sim 10\text{ m}$ 铺设一道用沙包、稻草垒成的缓冲带,并且在缓冲带两端设 4.6 m 高的排栅,这样可以使囱体倒塌着地时不会直接与地面接触,而会经过沙包缓冲带,从而可以大大减小泥土和碎块的侧向飞溅距离。

为了防止烟囱倒塌时飞溅的石块对设备、设施造成威胁,对变压器、3 号物资仓库、船队办公楼均要进行遮挡;在上述设施外墙搭设密竹排栅,排栅上挂竹笆。对两条电缆沟的防护措施是:在电缆沟上盖 2 cm 厚的钢板,再在钢板上叠 4 层沙包。为了防止烟囱倒塌砸到地面时飞溅物往前冲,在烟囱倒塌方向、烟囱顶部落点前方搭设一道密竹排栅,排栅长 40 m ,高 8 m 。

(4) 爆破效果

烟囱按设计方向倾倒,上段倾倒方向向北偏离 1.5° ,根部下坐向南外移 8.5 m 。爆堆长 $-10 \sim +94.3\text{ m}$,可分为四段:

① 残留下段筒体整体变形、破裂区,在 $-10 \sim +5\text{ m}$ 范围。

② 上段筒体下坐破碎区,在 $+5 \sim +28.5\text{ m}$ 范围。

③ 上段筒体大块破坏区,在 $+28.5 \sim +88.5\text{ m}$ 范围,该段筒体压扁,横向破裂为 $4 \sim 5$ 块,钢筋外露,大块砸入地下 $0.5 \sim 1.3\text{ m}$ 。

④ 筒体顶部碎裂区,在 $+88.5 \sim +94.5\text{ m}$ 范围,顶部碎裂成小块,内衬飞出。

飞石分两类:一类是囱壁压扁高压气体携带的混凝土块和内衬砖,其抛角较小,约 12° ,对其已用高 4.6 m 的竹排栅防护,在未防护处,这类飞石沿地抛 $40 \sim 50\text{ m}$;另一类是烟囱触地飞溅物,其抛角较大,为 $25^{\circ} \sim 40^{\circ}$,但沙袋墙、稻草层和沙垫层缓冲了烟囱砸入地下的速度,降低了飞溅物的速度,在排栅内溅起的泥土最高达 9 m ,射程在 20 m 以内。因此,在排栅外没有飞石。

7.5 楼房拆除爆破

楼房拆除爆破一般是在人烟稠密城镇地区,厂区内或有重要文物、重要设施附近进行的,因此在

设计上要精益求精,爆破设计参数的选择和计算必须正确合理,它将直接影响爆破安全和爆破效果。

7.5.1 基本原理

楼房类建筑物爆破拆除的基本原理是:利用炸药爆炸的能量来破坏建筑物的局部承重构件,使之失去承载能力,从而使整个建筑物在重力作用下失衡,进而倾倒坍塌,落地撞击破碎。

7.5.2 拆除爆破方案

楼房拆除爆破方案的确定取决于楼房的结构类型,外形几何尺寸,荷载分布情况,与被保护建筑物、设备等的空间位置关系,以及其他如周围环境情况等因素。根据不同爆破拆除工艺,拆除爆破方案可以归纳划分为以下几种:

(1) 定向倒塌方案

当爆破现场四周有一方场地较为开阔,楼高允许楼房可一次爆破定向倒塌时,各种类型砖结构楼房的拆除均可采用此方案。这种方案的优点是钻爆工作量小,拆除率高。爆破时要达到定向倒塌,首先要破坏底层阻碍倒塌的隔断墙,再爆破最底层的内承重墙、柱和倒塌方向及其左右两侧的外承重墙、柱,即可在重力转矩 M 的作用下达到定向倒塌。

这种方案的主要缺点是要求倒塌方向必须具备较为开阔的场地,其倾倒方向场地的水平距离不宜小于 $2/3$ 楼房高度。刚度好的建筑,其坍塌距离大一些;刚度差的建筑,则距离小一些。其示意图如图 7-9 所示。

(2) 原地坍塌方案

在一般的工业厂房拆除中,当拆除建筑物与周围保护对象的水平距离均小于 $1/2$ 拆除建筑物高度,且具有 $1/4 \sim 1/3$ 拆除建筑物高度的场地时,原地坍塌是最常用的方案。

对于砖结构建筑物,楼板为预制构件时,只要将最下一层的所有承重墙和承重柱炸毁相同炸高,则整个建筑物在重力作用下就会原地坍塌解体;对于钢筋混凝土框架结构建筑物,应将四周和内部承重柱的底部布设相同炸高的炮孔,在柱顶与梁、柱连接部位也布设炮孔,即切梁断柱,同时起爆后就可实现建筑物的原地坍塌。

其主要优点是设计和施工都比较简单,坍塌所需场地小,钻爆工作量小,拆除效率高;缺点是对拆除钢筋混凝土框架结构建筑物的爆破技术要求高,如果预处理工作不仔细,炸高不够或节点解体不充分,会造成整体下坐不坍塌的现象。原地坍塌方案如图 7-10 所示。

(3) 单向连续折叠倒塌方案

这种方案是在定向倒塌方案的基础上派生出来的,适用于建筑物四周场地狭窄、某一方向有稍微开阔场地时的爆破,常用的有两切口单向连续折叠倒塌和三切口单向连续折叠倒塌。单向连续折叠倒塌方案要求坍塌方向建筑物与场地边界的水平距离不小于楼房高度的 $1/2$;钢筋混凝土框架结构要求水平距离不小于楼房高度的 $1/2$,砖结构要求水平距离不小于楼房高度的 $2/3$ 。

爆破工艺利用延期雷管控制,实现自上而下顺序起爆,使每层结构均朝一个方向倒塌。

其优点是倒塌破坏得较为彻底,倒塌范围明显缩小;缺点是钻爆工作量相对较大。单向连续折

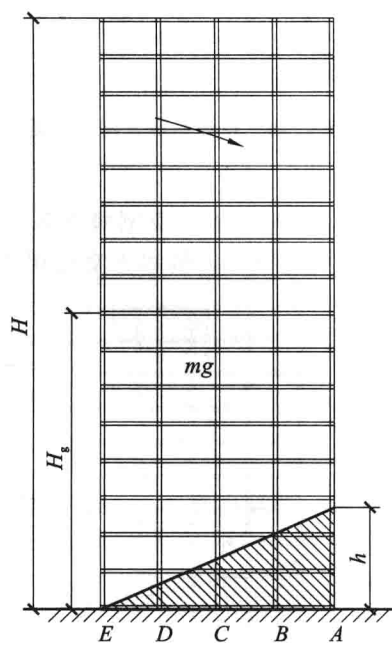


图 7-9 定向倾倒方案示意图

叠倒塌方案如图 7-11 所示。

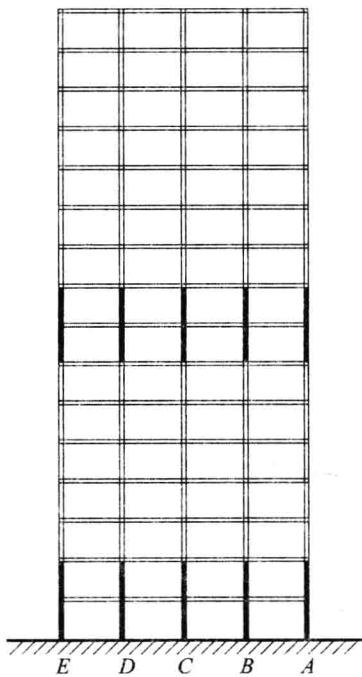


图 7-10 原地坍塌方案示意图

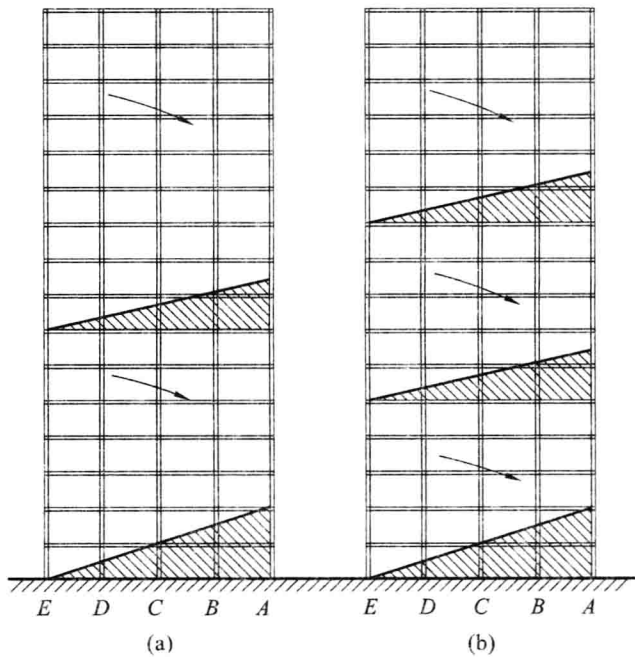


图 7-11 单向连续折叠倒塌方案示意图

(a) 两切口单向连续折叠倒塌;(b) 三切口单向连续折叠倒塌

(4) 双向交替折叠倒塌方案

双向交替折叠倒塌方案适用于楼房四周任一方场地的水平距离均小于 $2/3$ 楼房高度、任何类型砖结构楼房的拆除。此方案与单向连续折叠倒塌方案的不同之处是自上而下顺序起爆时,上下层结构一左一右交替定向连续折叠倒塌。

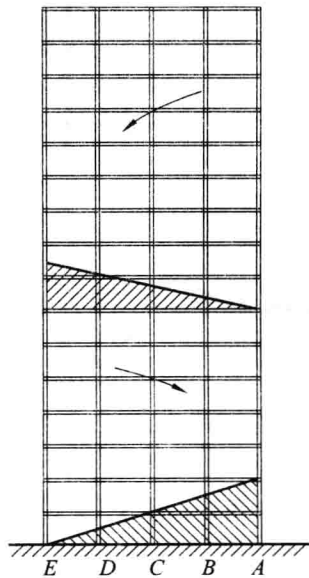


图 7-12 双向交替折叠倒塌方案示意图

这种爆破方案与单向连续折叠倒塌方案类似,优点是倒塌破坏得更为彻底,倒塌范围进一步缩小,缺点是钻爆工作量相对较大。双向交替折叠倒塌方案如图 7-12 所示。

以上两种方案,在条件许可时也可自上而下每隔一层楼房结构顺序爆破。这样可使钻爆工作量减少 50%。

7.5.3 爆破技术设计

楼房爆破技术设计的内容包括:最小抵抗线的确定,炮孔布置,炮孔排距,药量计算,爆破网路设计等。

(1) 最小抵抗线的确定

和其他工程爆破一样,在楼房拆除爆破中最小抵抗线 W 是最重要的设计参数。楼房拆除爆破所爆破的是墙、梁、柱等承重构件,其厚度大,最小抵抗线 W 如果选取得不合理,药量就计算不准,结果不是炸不开就是会造成飞石。因此,最小抵抗线 W 的正确选取是相当重要的。通常 W 值要根据爆破对象的材质、结构特点、形状大小、破碎块度以及工程要求来

确定。

对于砖结构楼房的墙体和小截面的钢筋混凝土立柱、梁，最小抵抗线一般为

$$W=\frac{1}{2}B \tag{7-7}$$

式中 B ——墙体厚度或梁、柱截面最小边长。

对于大截面钢筋混凝土梁、柱，如在 $80\text{ cm}\times 100\text{ cm}$ 、 $100\text{ cm}\times 100\text{ cm}$ 及 $100\text{ cm}\times 120\text{ cm}$ 的钢筋混凝土立柱中，为使钢筋骨架内的混凝土破碎均匀，与钢筋分离，一般布置多排炮孔。各排炮孔的最小抵抗线 W 值为 $20\sim 50\text{ cm}$ ，如图 7-13 所示。

(2) 炮孔布置

① 墙体及墙体拐角炮孔布置。

在承重墙或剪力墙上布置炮孔时，由于墙体面积大，通常布置多排水平炮孔爆破，炮孔排列一般采用梅花形。工程实践中，在保证爆破缺口高度不变的前提下，为了减少打孔的数量，采用一种分离式布孔方法，即省略中间一排炮孔，上下排炮孔分离，如图 7-14 所示。分离带宽度可根据墙体的强度和厚度确定，一般取墙体炮孔排距的 $1.5\sim 2.0$ 倍。

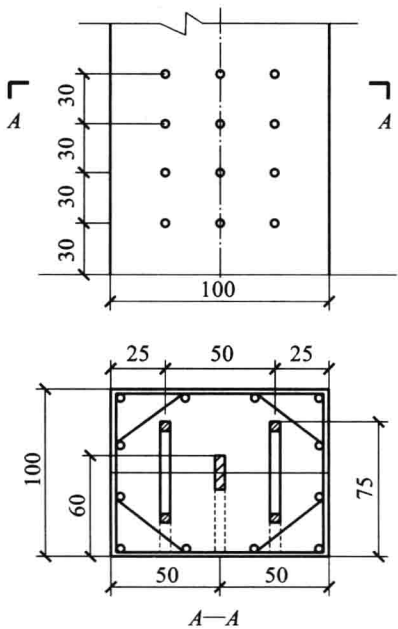


图 7-13 大截面炮孔布置(单位:cm)

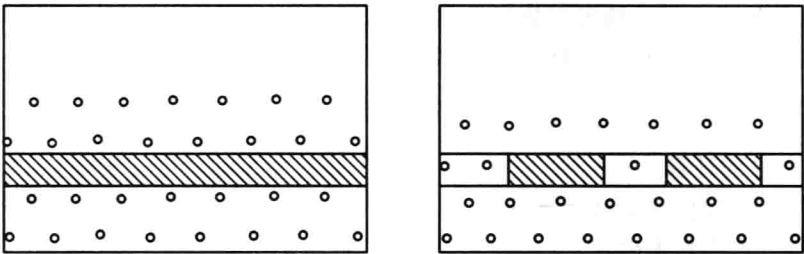


图 7-14 分离式炮孔布置方法

墙体拐角处的炮孔布置往往容易被忽略，事实上这些部位的结构较墙体更为坚固。如果不布置炮孔或布孔不当，爆破后容易形成支承，影响建筑物的倒塌。墙体拐角处的炮孔一般为水平斜孔，如图 7-15 所示。需要注意的是，墙体拐角外炮孔由于最小抵抗线发生变化，故炮孔的装药量要适当增加，这样才能保证良好的爆破效果。

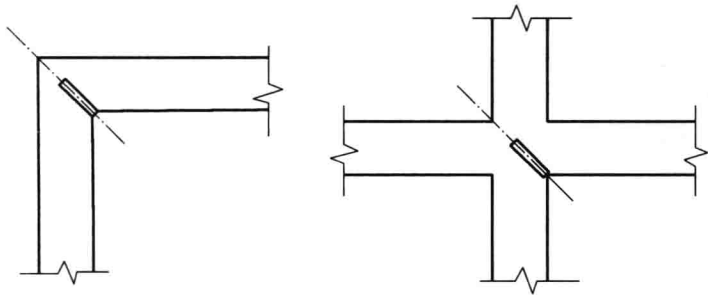


图 7-15 墙体拐角或相交处的炮孔布置方法

② 柱、梁的炮孔布置。

柱、梁炮孔的布置位置依据爆破方案而定,在柱、梁连接处或在较长梁的中部布置炮孔,其目的是切梁断柱,保证爆破后建筑物的顺利倒塌。

对于小截面立柱、梁,一般布置单排孔,可沿柱、梁的中心线或略偏移柱、梁的中心线处呈锯齿状布置炮孔。对于大截面钢筋混凝土承重立柱,一般布置三排炮孔。

(3) 炮孔间距 a 和排距 b 的计算

在钢筋混凝土承重立柱和梁的爆破中,炮孔间距一般取

$$a = (1.20 \sim 1.25)W \quad (7-8)$$

在砖墙爆破中,可按以下经验值确定。当墙厚为 630 mm 或 750 mm 时:水泥砂浆砌筑,取 $a = 1.2W$;石灰砂浆砌筑,取 $a = 1.5W$ 。当墙厚为 370 mm 或 500 mm 时:水泥砂浆砌筑,取 $a = 1.5W$;石灰砂浆砌筑,取 $a = (1.8 \sim 2.0)W$ 。

炮孔排距 b 为

$$b = (0.8 \sim 2.0)a \quad (7-9)$$

(4) 炮孔深度的计算

依据墙体两侧最小抵抗线相等的原则,可确保装药将墙体炸塌的同时使飞石受到有效的控制,所以装药时应使药包中心恰好位于墙体中心上。因此炮孔深度可按式确定:

$$l = \frac{1}{2}(\delta + L) \quad (7-10)$$

式中 δ ——墙体厚度;

L ——药包长度。

墙角处的炮孔深度应慎重确定。如果确定不当,墙角结构将难以炸塌,从而可能影响楼房的整体倒塌。若墙角两侧的厚度相等,则墙角孔深为

$$l = (0.35 \sim 0.37) \frac{\delta}{\sin 45^\circ} \quad (7-11)$$

(5) 单孔装药量的计算

浆砌砖墙拆除爆破时,其单孔装药量按公式 $Q_i = qabB$ 计算。其视单位炸药消耗量 q 值的大小、材质情况及临空面个数来确定。

实践表明,爆破砖墙时墙角的夹制作用较大,因此墙角炮孔的装药量应适当加大,可将按正常炮孔计算的单孔装药量乘以 1.2,即角孔的装药量等于 $1.2Q_i$ 。

【案例分析】

(1) 工程概况

中华全国总工会老办公楼建于 1955 年,建筑面积为 12230 m²,是一座欧式结构的老建筑物,也是 20 世纪 50 年代北京市的标志性建筑之一,当时是天安门往西最高的长方形建筑。

大楼为内框架结构,东西长 73.9 m,南北宽为 18 m,高约 36 m,共 9 层,其中地上 8 层,地下 1 层。地面上第 1 层高 4.0 m,2~7 层高 3.75 m,第 8 层高 6.0 m。从西到东有 1~16 列立柱,从南到北有 4 排立柱(A~D),楼板为钢筋混凝土现浇楼板。该楼的结构特点是:4~5 列和 12~13 列柱间是沉降缝位置,沉降缝宽度约 0.15 m,整栋楼房由三个相对独立的结构组成,即由 1~4 列、5~12 列、13~16 列三座楼房组合而成,如图 7-16 所示。

(2) 爆破技术设计

① 总体方案设计。

该楼由 3 个相对独立的结构物组成。在 4~5 列、12~13 列柱之间有 10~15 cm 宽的沉降缝。

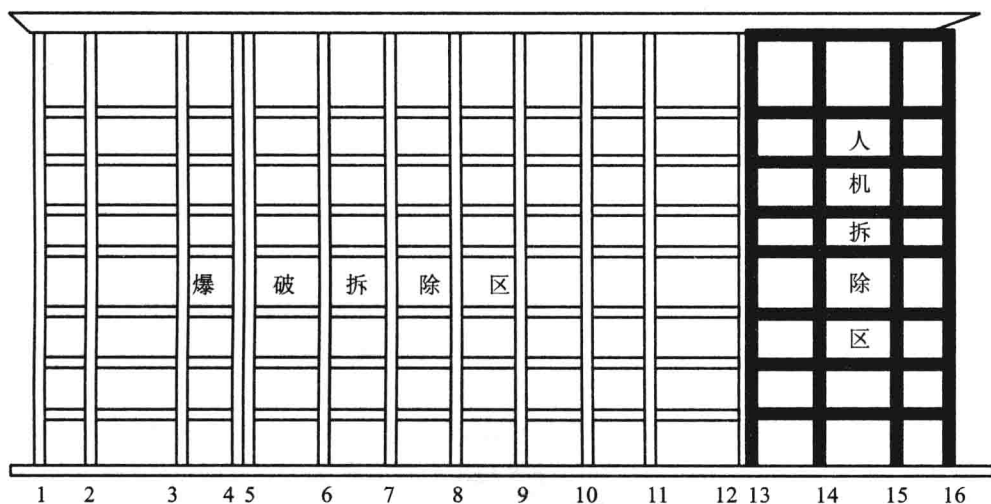


图 7-16 爆破拆除区与人机拆除区划分示意图

利用楼房本身的沉降缝,将该楼划分成两个区,即1~12列柱为爆破拆除区,13~16列柱为机械和人工拆除区,如图7-16所示。首先采用拆除爆破法将1~12列柱拆除,使该部分楼房向南定向倒塌和解体,然后利用爆堆作为机械作业平台,用机械和人工将13~16列柱拆除。

a. 1~12列爆破拆除方法如下。地面上1~3楼爆破形成定向缺口,各排立柱炸高由南至北(A~D排柱)逐渐变小。为保证D排柱炸高一致,在D排柱1层根部统一高度处的内侧钻一个孔,爆破成缺口,5层以下与爆破缺口上线之间的立柱爆破一定高度。两个爆区分6个爆段,采用分段延期起爆技术,一次点火由南向北、由下至上分段延时起爆,使楼房向南定向倒塌和解体。

b. 13~16列机械和人工拆除顺序为:人工分离一层,机械拆除。当拆除到爆堆高度时,边清边拆。

② 定向爆破区和解体爆破区高度的确定。

a. 爆破区各排立柱爆破高度的确定。

定向爆破缺口采用三角形。根据该楼的结构特点和高度以及塌落速度和起爆时差,缺口角度取 30° ,最大炸高为10 m,各排及各层立柱的炸高确定如下。

(a) 排立柱:1~3层(10 m)。炸高为一层2.8 m,二层2.8 m,三层1.6 m。

(b) 排立柱:1~2层(6 m)。炸高为一层2.8 m,二层2.2 m。

(c) 排立柱:1层。炸高为一层1.2 m。

(d) 排立柱:1层。炸高为一层0.5 m(一个孔,仅爆破立柱内侧 $1/3$ 部分)。

b. 解体爆破区各排立柱爆破高度的确定。

为了使楼房在倒塌和触地过程中充分解体,该解体爆破区内各排及各层立柱的炸高确定如下。

(a) 排立柱:第4层。炸高为1.6 m。

(b) 排立柱:3~5层。每层炸高均为1.6 m。

(c) 排立柱:2~3层。每层炸高均为1.6 m。

(3) 爆破效果

2003年9月9日凌晨1时,对该大楼实施了爆破。装药爆炸后,楼房按设计要求向南倒塌,方向准确,解体充分,从起爆到楼房倒塌及解体完毕的整个过程共用时8 s。爆破后的爆堆范围:向南前倾9.2 m,向北后坐3.1 m,向西扩展5.3 m,爆堆高7.2 m,东侧相距仅10 cm的机械和人工拆除

部分被整齐完好地保留下来。在西侧 11 m 处 16 层居民楼一楼测得的质点振动速度为 0.68 cm/s, 在北侧 22 m 处长安街的地面上(地下 2.8 m 是地铁)测得的质点振动速度为 0.308 cm/s。爆破后周围建筑物和地下设施完好无损。北侧围墙距其 6 m, 围墙上的灯泡均安然无恙。围墙外无一块飞石, 爆破效果完全达到了设计要求, 爆破取得了圆满成功。

7.6 水压爆破

7.6.1 水压爆破基本原理及装药量计算

(1) 基本原理

水压爆破与以空气为耦合介质的普通爆破相比, 在介质的破碎机理上没有太大的区别, 但是在爆破作用特征上, 由于两者的物理性质不同, 却表现出了明显的差异。

① 在不耦合系数相同的条件下, 水压爆破的应变波强度和变形势能比以空气为耦合介质爆破的大。这说明爆破同样一个物体时, 前者所消耗的能量和炸药量都比后者低。

② 水压爆破和空气爆破的应变波强度随不耦合系数的增大皆呈指数函数衰减。但是, 前者的衰减速度比后者要慢, 两者相差几乎接近 1 倍。这是水的密度较大所致。

缓冲爆破的效果除了与缓冲介质的性质有关以外, 不耦合装药是形成缓冲爆破的关键技术措施, 因此不耦合系数是影响缓冲爆破效果的关键参数。选取不耦合系数时必须考虑介质的性质、炸药的性能及爆破条件和要求。选取的不耦合系数过小, 则起不到抑压和缓冲的作用; 选取的值过大, 则破碎不了介质。

(2) 水压爆破装药量的计算

目前, 水压爆破装药量尚无一个公认的计算公式, 国内外学者根据各自的实践经验, 从不同的角度提出了多种多样的经验公式或半理论半经验的计算公式。

① 考虑注水体积和材料强度的经验公式如下。

$$Q = K \delta \sigma_c V^{2/3} \quad (7-12)$$

式中 Q ——装药量, kg;

K ——与炸药性质和爆破方式等因素有关的系数, 使用 2 号岩石硝铵炸药时, 若采用敞口式爆破, $K=0.1$, 采用封口式爆破, $K=0.8$;

δ ——容器式结构物的壁厚, m;

σ_c ——结构材质的抗拉强度, 10^5 Pa;

V ——注水体积, m^3 。

② 考虑结构物形状尺寸的经验公式。

a. 截面为圆形或正方形的短筒形结构物的装药量计算公式为

$$Q = K_b K_c B^2 \delta \quad (7-13)$$

式中 Q ——装药量, kg;

K_b ——与爆破方式有关的系数, 对于封口式爆破, $K_b=0.7 \sim 1.0$, 对于敞口式爆破, $K_b=0.9 \sim 1.2$;

K_c ——结构物材质系数, 对于砖和混凝土, $K_c=0.1 \sim 0.4$, 对于钢筋混凝土, $K_c=0.5 \sim 1.0$;

δ ——结构物的壁厚, m;

B ——结构物的内径或边长, 若截面为矩形, 则为短边边长, m。

式(7-13)的适用条件是:采用的炸药是2号岩石硝铵炸药, $\delta < B/2, B \geq 1.0$ m。

b. 截面为圆形或正方形的长筒形结构物的装药量计算公式为

$$Q = K_b K_c K_d \delta B L \quad (7-14)$$

式中 K_d ——结构调整系数,对于矩形截面, $K_d = 0.85 \sim 1.0$,对于圆形和正方形截面, $K_d = 1.0$;

L ——矩形截面长边边长,m。

其他符号的意义同前,适用条件也相同。若采用的炸药不是2号岩石硝铵炸药,则需乘以炸药爆力的换算系数。

③ 考虑结构物截面面积的经验公式。

a. 截面较大结构物的装药量计算公式为

$$Q = K_c K_e S \quad (7-15)$$

式中 Q ——装药量,kg;

K_c ——结构物材质系数,对于混凝土, $K_c = 0.2 \sim 0.25$,对于钢筋混凝土, $K_c = 0.3 \sim 0.35$,对于砖, $K_c = 0.18 \sim 0.24$;

K_e ——炸药换算系数,对于黑梯炸药, $K_e = 1.0$,对于2号岩石硝铵炸药, $K_e = 1.10$,对于铵油炸药, $K_e = 1.15$;

S ——通过药包中心结构物周壁的水平截面面积, m^2 。

b. 切割小截面结构物(如管子)的装药量计算公式为

$$Q = \pi C D t \quad (7-16)$$

式中 Q ——装药量,kg;

D ——管子的外径,cm;

t ——管壁厚度,m;

C ——装药系数,对于敞口式爆破, $C = 0.044 \sim 0.05$ g/cm²;对于封口式爆破, $C = 0.02 \sim 0.03$ g/cm²。

【案例分析】

(1) 工程概况

沼气罐的结构和周围环境如下。沼气罐为钢筋混凝土结构,尺寸如图7-17所示。其平面为圆形,内径为10 m;立剖面为六角形,全高12 m,地面以上部分高9 m。罐壁及顶部壁厚0.33 m,底部壁厚0.5 m。罐壁为双层网格状布筋,钢筋直径为16 mm,间隔为15 cm×15 cm。

沼气罐西侧60 m处为一楼房,北侧60 m处有平房和沿公路的通信线路。

(2) 爆破参数的选取

本次水压爆破装药量为20 kg,分成4个药包,其中两个4 kg分药包安放在罐中上部,两个6 kg分药包安放在罐中下部。

(3) 爆破效果

罐顶覆盖3层草袋、1层荆笆,再用草袋装土压牢,罐侧面用三层草袋防护。起爆后,罐体坍塌。

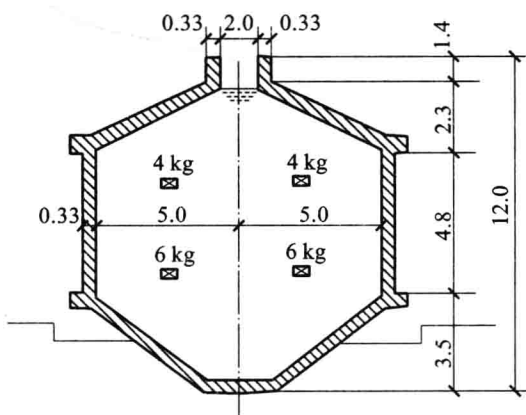


图 7-17 沼气罐截面尺寸图(单位:m)

中部罐体炸得粉碎,大部分钢筋暴露出来。下部罐壁破碎程度比中部稍差一些,大部分钢筋夹在中间,大小裂缝十分明显。爆破后出现少量大块,能用风镐破碎。碎块堆散范围不超过5 m,个别飞石抛出15~20 m。

【知识归纳】

本章的主要内容为:

- (1) 拆除爆破设计的原则、方法及计算;
- (2) 高耸构筑物拆除爆破方案的选择及方案设计。

【独立思考】

- 7-1 近年来拆除爆破的主要特点有哪些?
- 7-2 说明拆除爆破的设计原则。
- 7-3 拆除爆破设计方法有哪些?
- 7-4 基础类构筑物的拆除爆破主要包括哪些参数设计内容?
- 7-5 高耸构筑物的拆除爆破主要有哪几种方案?
- 7-6 楼房拆除爆破主要有哪几种方案?

【参考文献】

- [1] 汪旭光. 中国工程爆破与爆破器材的现状与展望. 工程爆破, 2008, 13(4): 1-8.
- [2] 高金臣, 张金泉. 煤矿爆破实用手册. 北京: 煤炭工业出版社, 2008.
- [3] 张应立. 工程爆破实用技术. 北京: 冶金工业出版社, 2005.
- [4] 戴俊. 爆破工程. 北京: 机械工业出版社, 2005.
- [5] 高尔新, 杨仁树. 爆破工程. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1999.
- [6] 冯叔瑜, 吕毅, 顾毅成, 等. 城市控制爆破. 北京: 中国铁道出版社, 1985.
- [7] 罗海萍. 控制爆破知识及应用. 南昌: 江西科学技术出版社, 2007.
- [8] 吴立. 凿岩爆破工程. 武汉: 中国地质大学出版社, 2005.
- [9] 中国工程爆破协会. 中国典型爆破工程与技术. 北京: 冶金工业出版社, 2006.
- [10] 刘殿书, 李胜林. 爆破工程. 北京: 科学出版社, 2011.
- [11] 东兆星, 邵鹏. 爆破工程. 北京: 中国建筑工业出版社, 2005.
- [12] 刘殿中. 工程爆破使用手册. 北京: 冶金工业出版社, 1999.

爆破安全与管理

课前导读

▽ 内容提要

本章的主要内容包括爆破危害的概念、种类和成因，控制和消除爆破危害的技术措施，爆破振动和塌落振动的安全判据和计算方法，爆炸冲击波、飞石、有害气体产生的原因，预防措施和安全距离的计算方法，爆破作业对生态环境的影响，爆破安全评估和安全监理，爆破安全风险管理，爆破风险源辨识，爆破事故应急预案和应急救援体系，安全法规简介。本章的教学重点和难点为对爆破危害安全判据和安全距离计算依据的理解。

▽ 能力要求

通过本章的学习，学生应了解爆破危害的分类和防治措施，掌握爆破振动和塌落振动的安全判据和计算方法，掌握爆炸冲击波、飞石、有害气体产生的原因，预防措施和安全距离的计算依据与方法，了解爆破安全评估和安全监理、爆破安全风险管理、爆破事故应急预案和应急救援体系与安全法规。

8.1 爆破危害

控制爆破危害,确保爆破安全,既是爆破工程的基本要求,又是爆破工程的永恒话题。爆破安全包括整个爆破工艺过程中的人身安全和建筑物、设施的安全。爆破危害是指爆破作业过程中可能造成的人员伤害、财产损失、作业环境破坏。根据爆破作业过程的特点,主要存在电效应源、爆破器材源、违章作业源、爆破效应源等危害源。根据爆破危害的来源及特性,爆破危害可分为早爆与拒爆、爆破地震、爆破飞石、空气冲击波与噪声、有毒气体、易燃易爆气体或粉尘和心理危害等。爆破危害的产生,是人的不安全行为和物质环境的不安全状态共同作用的结果。在爆破过程中,要全面分析爆破危害成因,科学实施消除或控制爆破危害的有效措施,以确保人员及建筑设施的安全和爆破工作的顺利进行。

8.2 爆破地震及其控制

炸药爆炸时释放出的巨大能量以波的形式向外传播,随着传播距离的增加由冲击波逐渐衰减为地震波。在爆破近区($10\sim 15$) R_0 (R_0 为药包半径)范围内传播的是冲击波,在爆破中区($15\sim 400$) R_0 范围内传播的是应力波,在爆破远区传播的是地震波。爆炸过程中所释放的能量只有一小部分转化为地震波,其能量所占百分比因传播介质不同而异,但一般不会超过炸药总能量的 10%。

地震波能引起介质质点的强烈振动,造成爆区周围的建筑物损伤甚至倒塌,使民用及工业构筑物出现裂缝、露天边坡滑动以及地下巷道冒落,形成严重的爆破危害。尤其是在房屋密集的闹市区进行拆除爆破时,对爆破地震危害的控制和预防尤为重要。

8.2.1 爆破地震概述

8.2.1.1 爆破地震波的分类

爆破地震波包括在地层内部传播的体波和在地层表面或介质体表面传播的面波。体波可分为纵波(P波)、横波(S波),面波主要指 Rayleigh 波(R波)。

面波是体波经地层界面的多次反射形成的次声波,是在地表、结构体表面以及结构层面中传播的波,已发现存在 R 波和 L 波两种形式。

R 波传播时,质点在波的传播方向和自由面法线组成的平面内作椭圆运动,而在与该平面垂直的水平方向上没有振动,其振动随深度的增加呈指数衰减。

体波具有周期短、振幅小、衰减快的特点,面波的特点是周期长、振幅大、传播速度慢、衰减慢和携带能量多。体波特别是其中的 P 波能使岩石产生压缩和拉伸变形,它是爆破时造成岩石破裂的主要原因,在爆破近区起主要作用;面波特别是其中的 R 波,由于频率低、衰减慢、携带能量多,是造成地震破坏的主要原因,在爆破远区起主要作用。

8.2.1.2 爆破地震波的传播特性

爆源的复杂性(炸药、装药结构、爆破参数的多样性),传播介质的物理力学特性和地形地貌的多样性,使得爆破地震波具有随时间作随机的不可重复的复杂变化的特性。其波形不但在振动幅值上发生复杂变化,而且波的频率和持续时间也因爆源特性、爆心距、爆破规模及介质的不同而显

出明显的差异。爆破能量传播是一个衰减的过程,在各种介质中爆破地震波所包含的能量仅占爆炸总能量的3%~5%,其作用时间也较短,具有瞬态冲击振动的特性,在爆破远区的危害性往往被人们忽视。

爆破地震波含有各种频率成分,是一种宽频带波。在传播过程中,由于介质的滤波作用,爆破地震波在距离爆源较近时高频成分较丰富,随着波向远处的传播,高频成分逐渐被吸收,而低频能传播到较远的距离。大部分爆破地震波的频率主要集中在低频段,如果其与结构的固有频率接近,就会产生共振现象,从而加大对结构体的影响,所以爆破地震波的频率特性不容忽视。

8.2.1.3 爆破地震与自然地震的区别与联系

爆破地震与自然地震既有联系又有区别。爆破地震和自然地震都属于能量释放引起的地表振动现象,它们所引起的振动有相似之处:

- ① 两者突然释放的能量均以波的形式通过介质从震源向外传播,并引起强烈的地表或构筑物的振动;
- ② 两者的质点振动强度与震源能量、震源距离紧密相关;
- ③ 质点的振动参数都明显地受地质、地形等因素的影响;
- ④ 两者对结构体的破坏机制是相同的。

正是由于这些相似性,所以人们常常将自然地震领域相对完善的分析理论和方法应用于爆破地震领域,如信号分析技术和反应谱理论等。

二者也存在着明显的差异,主要表现为:波的频率不同,波的衰减速度不同,振动持续时间不同。

8.2.2 爆破振动强度的计算及爆破振动安全允许标准

8.2.2.1 爆破振动强度的计算

爆破振动强度的计算大多采用前苏联科学家萨道夫斯基根据试验和实测数据推导出的经验公式:

$$V=k\left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R}\right)^{\alpha} \tag{8-1}$$

式中 V——地震安全振动速度,cm/s;
Q——单段爆破炸药量,kg;
R——测点至爆源的距离,m;
K,α——与爆破点地形、地质等条件有关的系数和衰减指数,见表8-1。

表 8-1 K、α 值与岩性的关系

岩性	K	α
坚硬岩石	50~150	1.3~1.5
中硬岩石	150~250	1.5~1.8
软岩石	250~350	1.8~2.0

根据距爆源一定距离的被保护对象的安全允许振动速度,用式(8-1)可求得一次允许起爆的最大炸药量。

8.2.2.2 爆破振动安全允许标准

我国《爆破安全规程》(GB 6722—2003)规定:采用拟保护对象所在地质点峰值振动速度和主振频率作为对地面建筑物爆破振动的判据;对水工隧道、交通隧道、矿山巷道、新浇大体积混凝土爆破振动的判断,采用保护对象所在地质点峰值振动速度作为判据。

《爆破安全规程》(GB 6722—2003)中关于爆破地震安全允许振动速度的规定见表 8-2。

表 8-2 我国关于爆破地震安全允许振动速度的规定

序号	保护对象类别		安全允许振动速度/(cm/s)		
			<10 Hz	10~50 Hz	50~100 Hz
1	土窑洞、土坯房、毛石房屋 ^①		0.5~1.0	0.7~1.2	1.1~1.5
2	一般砖房、非抗震的大型砌块建筑物 ^①		2.0~2.5	2.3~2.8	2.7~3.0
3	钢筋混凝土结构房屋 ^①		3.0~4.0	3.5~4.5	4.2~5.0
4	一般古建筑与古迹 ^②		0.1~0.3	0.2~0.4	0.3~0.5
5	水工隧道 ^③		7~15		
6	交通隧道 ^③		10~20		
7	矿山巷道 ^③		15~30		
8	水电站及发电厂中心控制室设备		0.5		
9	新浇大体 积混凝土 ^④	龄期:初凝~3 d	2.0~3.0		
		龄期:3~7 d	3.0~7.0		

- 注:1. 表列频率为主振频率,是指最大振幅所对应波的频率。
2. 频率范围可根据类似工程或现场实测波形选取。选取频率时也可参考下列数据:硐室爆破应小于 20 Hz,深孔爆破为 10~60 Hz,浅孔爆破为 40~100 Hz。
- ① 选取建筑物安全允许振动速度时,应综合考虑建筑物的重要性、建筑质量、新旧程度、自振频率、地基条件等因素。
- ② 省级以上(含省级)重点保护古建筑与古迹的安全允许振动速度应经专家论证选取,并报相应文物管理部门批准。
- ③ 选取隧道、巷道安全允许振动速度时,应综合考虑构筑物的重要性、围岩状况、断面大小、埋深、爆源方向、地震振动频率等因素。
- ④ 非挡水新浇大体积混凝土的安全允许振动速度,可按本表给出的上限值选取。

8.2.3 爆破振动强度的影响因素和降振控制措施

影响爆破振动强度的因素很多,主要包括微差间隔时间、孔网参数、最大安全装药量、预裂效果、起爆顺序、起爆网路、振动频率、建筑物的结构。受诸多因素影响的爆破振动效应,通常可采取如下技术措施来控制:

(1) 控制最大单段装药量

确定合理的爆破规模及正确的爆破设计与施工,充分利用爆炸能的有用功,即根据爆破的目的和周围环境情况,按最大地震效应原则采用式(8-1)计算确定一次允许起爆的最大装药量 Q_{\max} 。

(2) 采用微差爆破

根据应力波叠加原理,在同等装药量的情况下,采用微差爆破技术可使爆破地震波的能量在时空上分散,使主震相的相位错开,从而可有效地降低爆破振动强度,一般可降低 $1/2\sim 2/3$ 。

(3) 采用预裂爆破形成预裂缝或预先凿出防震孔、开挖减震沟

在爆破区域与被保护物体之间预先凿出一排或两排密集防震孔,或采用预裂爆破形成一定宽度的预裂缝和预开挖减震沟槽,均可收到明显的减震效果。

(4) 采用低威力、低爆速炸药及改变装药结构

根据能量平衡准则,采用低爆速、低威力的炸药或采用不耦合装药方式,可以降低爆破振动强度。

(5) 改变起爆方向或顺序进行

试验研究表明,在垂直于炮孔连心线方向上振动速度较大。因此,根据爆区条件和被保护对象的情况,选择合适的起爆方向或顺序,以及创造良好自由面等都可以起到一定的减震作用。

(6) 进行爆破振动监测

对于一些重要的保护设施,爆破时应采用振动仪器进行爆破安全监测,掌握这些保护设施在爆破振动作用下的受力情况,为安全检算提供较为准确的数据。这不仅有助于及时调整爆破参数,确保被保护物的安全,而且也可作为爆破振动可能引起的诉讼或索赔提供科学的数据资料。

8.3 塌落振动及其控制

8.3.1 建筑物拆除爆破塌落振动的产生及危害

拆除爆破工程实践表明,建筑物拆除时塌落振动往往比爆破振动大。建筑物爆破拆除时塌落撞击地面造成的振动,随着高大建筑物拆除爆破工程的增多已引起人们的广泛关注和重视。对实测地面振动波形的分析表明,爆破引起的振动和塌落振动的波形明显分开,塌落振动波在爆破振动波过后到达,振动作用时间长。因此,建筑物塌落冲击地面的振动将给周围建筑物和设备可能造成什么样的危害,如何才能控制其危害程度等问题,在进行高大建筑物拆除爆破设计时需要作认真研究的。

显然,塌落振动不宜简单地和爆破振动的大小相比。对于同一建筑物,拆除爆破方案不同,塌落后的解体尺寸不同,或是塌落过程不同,都会在不同程度上影响建筑物塌落触地时造成的地面振动。有的设计方案以少量装药一次爆破,让一座高大楼房定向倒塌实现拆除,这时虽然爆破造成的振动不大,但塌落造成的振动却不可忽视。当然,如果通过合理布置药包,控制不同药包的起爆时间,控制结构物爆破后的解体尺寸,塌落振动就可以得到有效的控制。

大量监测结果表明,建筑物塌落引起的地面振动波的频率较低(4.4~13.9 Hz),主频多在10 Hz左右。一座80 m高的烟囱爆破拆除时,在距离烟囱塌落中心线一侧22 m处测得的最大振动速度达7.2 cm/s。显然,其数值已超过一般建筑物所允许的振动强度(5 cm/s),在这个范围内的建筑物就有可能产生破坏。

8.3.2 拆除爆破时降低塌落振动强度的技术措施

8.3.2.1 分段分层折叠倒塌

通过对建(构)筑物的倒塌机理进行研究,发现楼房爆破拆除的塌落过程一般不是整体下落撞击地面,而是被分解成许多大小各不相同的解体构件依次下落撞击地面并相互撞击,上层构件的撞击作用经过已着地的下层构件传给地面,其过程是相当复杂的。依次下落撞击地面的过程使我们了解到控制第一时间着地解体构件的尺寸十分重要,首先着地的构件作为垫层可以缓冲上层结构

物下落对地面的冲击,下层构件在被上层构件撞击破坏的过程中吸收了上层构件下落的动能。

进行高大复杂楼房建筑物爆破拆除时不宜选择简单的定向倒塌方案,而应采用上下楼层分割或是分片逐段解体的爆破方案。这时,塌落振动速度公式中的 M 就不是总质量,而是设计分段爆破第一时间着地的那部分质量 M_1 , H 应为 H_1 。

高烟囱拆除采用折叠倒塌方案时,同样可以减小烟囱塌落振动强度。

8.3.2.2 地面铺垫缓冲材料

钢筋混凝土烟囱、质量完好的砖烟囱或水塔在倒塌时对地面的撞击力是很大的。为了减小由对地面的冲击产生的振动强度,防止因固体被砸扁而产生的破碎物或地面上碎石被砸得飞溅,可以在设计倒塌的地面上铺上沙土、煤渣等缓冲材料。

8.3.2.3 开挖隔震沟

在爆破点周边或是在要保护建筑物、设备前开挖隔震沟,可以减小爆破塌落振动的影响。

烟囱、水塔结构物爆破拆除定向倒塌时产生的塌落振动,可能大于炸药爆破产生的振动。在一般情况下,对高大、多层楼房建筑物,只要采用分层、分段解体爆破设计方案,在预计塌落的地面上采用减振措施,即使是高大烟囱的定向爆破拆除,其塌落振动也是可以得到有效控制的。相关实例监测数据说明,当采用土埂沟槽减振措施后,高大烟囱爆破拆除时的塌落振动速度可以减小 70% 左右。

8.4 爆破冲击波、噪声及其控制

8.4.1 冲击波产生的原因

冲击波是炸药爆炸时的又一种外部作用效应,它来自空气中、岩土内和水中。炸药在空气中爆炸时,爆轰波直接传播到空气中形成空气冲击波;炸药在岩土内爆炸时,爆炸气体冲出形成空气冲击波;炸药在水中或水下岩土内爆炸时,爆炸气体溢出水面形成空气冲击波。冲击波在爆源一定范围内是很危险的,可以引起爆炸材料的爆轰和燃烧,情况严重时威胁人员安全,对建筑物、设备造成破坏。

工程爆破产生空气冲击波的原因大体有以下几种:

- ① 裸露在地面上的炸药、导爆索的爆炸等产生的空气冲击波。
- ② 炮孔堵塞长度不够,堵塞质量不好,炸药爆炸产生的高压气体从孔口冲出产生的空气冲击波。
- ③ 因局部最小抵抗线太小,沿该方向冲出的高压气体产生的空气冲击波。
- ④ 大量炮孔爆破时,由于起爆顺序无法控制,导致许多炮孔的最小抵抗线变小甚至裸露,而造成的空气冲击波。
- ⑤ 因断层、夹层、破碎带的存在,高压气体冲出形成的空气冲击波。
- ⑥ 大型硐室抛掷爆破时,由鼓包破裂后冲出的气浪以及在河谷地区大爆破气浪形成的活塞状压缩气体形成的空气冲击波。

不同类型、不同条件、不同规模的爆破作业,产生的空气冲击波的强度差别也很大。

8.4.2 水下爆破产生水中冲击波的安全距离

水下爆破时水被当作不可压缩的介质,水下爆破产生的冲击波及其安全影响不容忽视。

我国《爆破安全规程》(GB 6722—2003)规定:对于水下裸露爆破,当覆盖水厚度小于3倍药包半径时,对水面以上人员或其他保护对象的空气冲击波安全允许距离的计算原则与地面爆破相同。

在水深不大于30 m的水域内进行水下爆破时,对人员的水中冲击波安全允许距离按表8-3确定;对于船舶,客船确定为1500 m,施工船舶按表8-4确定。

表 8-3 对人员的水中冲击波安全允许距离

装药及人员状况		炸药量/kg		
		≤50	50~200	200~1000
水中裸露装药/m	游泳	900	1400	2000
	潜水	1200	1800	2600
钻孔或药室装药/m	游泳	500	700	1100
	潜水	600	900	1400

表 8-4 对施工船舶的水中冲击波安全允许距离

装药及船舶种类		炸药量/kg		
		≤50	50~200	200~1000
水中裸露装药/m	木船	200	300	500
	铁船	100	150	250
钻孔或药室装药/m	木船	100	150	250
	铁船	70	100	150

8.4.3 爆破噪声

在爆破作业中,当爆炸空气冲击波的超压降至0.02 MPa以下时,冲击波蜕变为声波。声波以波动形式继续向外传播,并伴随着响声——爆破噪声。爆破噪声虽然短促,但由于是间歇性的脉冲噪声,从而容易引起人们精神紧张,产生不愉快的感觉。特别是在城镇居民区,应降低爆破噪声对周围居民生活、工作的影响。我国《爆破安全规程》(GB 6722—2003)规定,在城镇爆破中每一个脉冲噪声应控制在120 dB以下。

8.4.4 空气冲击波与噪声的控制

8.4.4.1 空气冲击波的防护措施

空气冲击波的防护措施如下:

- ① 采用毫秒延期爆破技术来削弱空气冲击波的强度。
- ② 严格按设计最小抵抗线施工,可防止强烈冲击波的产生。实践证明,精确钻孔可以保持设计最小抵抗线均匀,因而可防止因钻孔位偏斜使爆炸产物从钻孔薄弱部位过早泄漏而产生的较强冲击波。

③ 裸露于地面的导爆索用砂、土掩盖,对孔口段加强填塞及保证填塞质量,能降低冲击波的强度。

④ 对岩体的地质弱面给予补强来扼制冲击波的产生渠道。如钻孔装药时遇到岩体弱面,诸如节理、裂隙和夹层等,应当对上述弱面作补强处理,或者减少这些部位的装药量。

⑤ 控制爆破方向及合理选择爆破时间。在高空放炮时,当其前沿自由面存在建筑群时,应使爆破最小抵抗线方向反向于建筑群方向,或者降低自由面高度,使冲击波尽量少影响建筑群。通常应避开人流大、活动频繁的时段,爆破次数也不宜太多。

⑥ 注意爆破作业时的天气条件。在大风直吹建筑群情况下,爆破会增大空气冲击波的影响,应予以注意。

⑦ 预设阻波墙。实践证明,在地下爆破区附近巷道中构筑不同形式和不同材料诸如混凝土、岩石、金属或其他材料的阻波墙,可在空气冲击波产生后立刻削减其 98% 以上的强度,这样有利于附近施工机械、管线等设施的安全。常见的阻波墙如下:

a. 水力阻波墙。水力阻波墙的结构是在两层不透水的墙间充满水。水力阻波墙多用于保护通风构筑物、人行天井。目前有些国家使用高强度的人造织品和薄膜制成水包代替水力阻波墙,取得了较好的效果。

b. 沙袋阻波墙。沙袋阻波墙是用沙袋、土袋等堆砌成的,地面爆破和地下爆破时均可使用。其高度、长度和厚度视被保护对象的尺寸、重要程度和冲击波强度而定。

c. 防波排柱。防波排柱是由直径和间距均为 200~250 mm 的圆木沿巷道长度方向成棋盘式布置而形成的。为提高立柱的稳定性,应把立柱从冲击波到来的方向推进柱窝,且圆木长度比巷道高度要长 200 mm 左右。防波排柱的长度一般为 10~20 m,个别可达 50 m。

d. 木垛阻波墙。木垛阻波墙是由直径为 100~300 mm 的圆木或枕木构成的。为了提高阻波墙的强度,构件之间或端面上要用扒钉固定,并与巷道两旁楔紧。当冲击波太强时,可沿巷道构筑两层或三层这样的阻波墙。

e. 防护排架。在控制爆破中,还可采用以木柱或竹竿作支架,草帘、荆笆等作覆盖物架设而成的防护排架。它对冲击波具有反射、导向和缓冲作用,因此可以较好地起到削弱空气冲击波的作用,一般单排就可降低冲击波强度的 30%~50%。

除上述空气冲击波防护措施外,还可在爆源上加盖覆盖物,如盖沙袋、草袋或胶管帘、废轮胎帘、胶皮帘等覆盖物。对建筑物而言,还应打开窗户并设法固定,或摘掉窗户。如要保护室内设备,可用厚木板或沙袋等密封门、窗。

8.4.4.2 爆破噪声的控制方法

针对爆破噪声特性的研究成果,在爆破噪声控制中必须考虑声源、传播途径和接受者三个基本环节。具体控制方法如下:

(1) 从声源上加以控制

降低声源噪声是控制噪声最有效和最直接的措施。采用多分段的装药爆破方式,尽量减少一次齐爆药量,可降低爆破噪声的初始能量。

① 应尽量避免在地面敷设雷管和导爆索;不能避免时,应采取覆盖措施。

② 采用延期爆破不仅能降低爆破的振动效应,还能降低爆破噪声。实践证明,只要药包布局合理,采用秒或毫秒延期爆破可降低噪声强度的 $1/3 \sim 1/2$ 。

③ 采用水封爆破。爆破时在覆盖物上面再覆盖水袋,不仅可以降噪,还可以防尘,是一种比较理想的方法。实践证明,水封爆破相比一般爆破可以降低噪声强度的 $2/3$ 。

④ 避免炮孔间的总延期时间过长。控制钻孔精度,使孔间距、排距均匀一致,可防止出现后爆炮孔最小抵抗线过小而加大噪声的现象。

⑤ 控制一次爆破规模。

⑥ 合理安排爆破时间。把爆破安排在爆区附近居民上班或他们同意的时间内进行,同时避免在早晨或下午较晚时进行爆破,以减少因大气效应而引起的噪声增加。

⑦ 严密堵塞炮孔和加强覆盖,也可大大减弱爆破噪声。

(2) 从传播途径上加以控制

① 设置遮蔽物或充分利用地形、地貌。在爆源与测点之间设置遮蔽物,如防护排架等,可阻碍和扰乱声波的正常传播并改变传播的方向,从而可较有效地降低声波直达点的噪声级。

② 注意方向效应。当大量炮孔以很短的延期时间相继起爆时,各单孔爆破产生的噪声可能会在某一特定的方向上叠加,从而形成强大的爆破噪声。爆破噪声在顺山谷或街道方向上的传播距离也会大大增加。因此,工程实际中应尽量避免出现这种现象,尽量使声源辐射噪声大的方向,避开要求安静的场所。

8.5 爆破飞石安全距离及其防护

爆破飞石是指爆破时被爆物体中脱离主爆堆而飞散较远的个别碎块。爆破飞石往往是造成人员伤亡、建筑物和设备等损坏的主要原因。

8.5.1 爆破飞石产生的原因

爆破飞石产生的原因如下:

① 单位炸药消耗量过大,达到预定破碎范围后,多余的爆破能量将作用于个别碎石上,使其获得较大的动能而飞散。

② 岩石结构弱面或地质条件不利。由于对介质内部的断层、裂隙、软弱夹层或原结构的工程质量、构造和布筋情况等不够了解,所用炸药在破碎一定量介质时其总能量并非有剩余,但由于被爆介质结构不均匀,如有结构弱面和地质构造面时,沿着这些软弱部位就会产生飞石。

③ 最小抵抗线偏小或堵塞质量不好也容易产生飞石。

④ 炸药猛度过大,爆速过高,易产生飞石。这种条件下产生的飞石,大多为自由面在应力波作用下发生剥落作用而产生的。这类飞石的特点是数量不多,但速度较快。

⑤ 起爆顺序不合理和延期时间过长,炮孔附近的碎石未清理或覆盖物质量不合格,都可能产生飞石。

⑥ 堵塞长度偏小,堵塞质量不高或堵塞物中有硬块时,都容易沿炮孔方向产生飞石。

8.5.2 爆破飞石安全距离

我国《爆破安全规程》(GB 6722—2003)规定:爆破时个别飞散物对人员的安全允许距离不得小于表 8-5 中的规定。

表 8-5 爆破时个别飞散物对人员的安全允许距离

爆破类型和方法	个别飞散物的最小安全距离/m
浅孔爆破	200(复杂地质条件下或未形成台阶工作面时不小于 300)

续表

爆破类型和方法	个别飞散物的最小安全距离/m
深孔爆破	由设计确定,但不小于 200
拆除爆破、城镇浅孔及复杂环境深孔爆破	由设计确定
水下爆破	水深小于 1.5 m 时与露天岩石爆破相同, 水深大于 1.5 m 时由设计确定

8.5.3 爆破飞石控制

深孔台阶爆破飞石控制必须从爆破设计及施工方面着手。爆前要充分掌握地形、地质情况,视防护对象的相对位置及爆破材料特性参数等基本资料,合理确定爆破参数、装药结构、起爆顺序,并做到精心施工,使飞石控制在安全范围内。其主要飞石控制措施有如下几点:

(1) 合理确定临空面,合理选定最小抵抗线方向

其可使被保护对象避开飞石主方向,从而可最大限度地使被保护对象免受飞石危害。

(2) 合理确定装药结构、爆破参数和排间起爆时间

多排台阶爆破中,产生爆破飞石的主要部位为前排临空面处及后面各排的孔口部位。前排钻孔要根据坡面角度来确定钻孔角度,要控制钻孔精度,使最小抵抗线均匀,不要过量装药。合理控制排间起爆时间,做好爆破起爆网路设计。一般情况下,相邻排间延迟时间以控制在 25~50 ms 为好。V 形起爆网路的爆岩飞散较一字形网路的少。

(3) 做好特殊地形、地质条件的处理

当存在与临空面贯穿的断层带或其他软弱破碎带时,应适当调整装药位置,通过间隔装药即在结构面与钻孔贯通处用炮泥填塞方式,来防止爆生气体沿该软弱面冲出而形成飞石。采用深孔或浅孔控制爆破时,可通过调整装药位置加以解决,如图 8-1 所示。

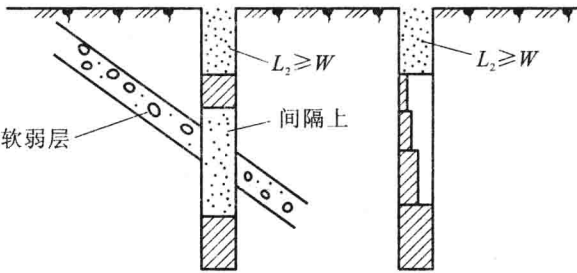


图 8-1 装药结构示意图

(4) 确保填塞质量

① 孔内积水,炸药上浮,造成填塞长度过小,此时应采用高压风吹水,用炸药包冲水的方法排净积水或采用抗水的乳化炸药。

② 对由松软夹层、孔壁坍塌、喀斯特溶洞等因素造成的填塞长度过小的情况,钻孔前要认真阅读地质资料,了解构造断层、地层岩性,做到心中有数。

③ 在爆破前仔细测量坡顶线与坡底线,绘制最小抵抗线或底盘抵抗线三维立体图。最小抵抗线过小,可采用改变爆孔倾角的办法;底盘抵抗线过大,可采用打岩根或在台阶底部补孔的办法。

(5) 覆盖防飞石

覆盖材料一般选择强度高、质量大、韧性好的材料,用其将爆区覆盖,以防止产生飞石。

对于重要建筑物可采用保护性防护,将被保护建筑物直接用防护材料、木板、竹帘、草袋覆盖起来,比直接将其覆盖在爆区防护效果更好。

8.6 爆破有害气体

8.6.1 爆炸产生的有害气体及其危害

一般而言,炸药爆炸时产生的有害气体主要与炸药的氧平衡有关。正氧平衡炸药爆炸时,过剩的氧可能会将氮元素氧化成氮氧化物(N_xO_y);负氧平衡过大的炸药爆炸时,碳原子不能被完全氧化,因而会生成较多的一氧化碳(CO);即使零氧平衡的炸药,因为爆炸时周围介质也会参加反应,仍会生成相当数量的有害气体。

CO是炸药爆炸时产生的主要有害气体。它与人体内红细胞的亲和力比氧气的亲和力要强250~300倍,被吸入人体后它将使人体组织和细胞产生缺氧现象,引起中毒甚至死亡。

CO中毒的特征是两颊有红斑,口唇呈桃红色。中毒程度可分为:①轻微中毒,有耳鸣、头痛、头晕和心跳加速等症状;②严重中毒,除上述症状外,还有肌肉疼痛、四肢无力、呕吐、感觉迟钝和丧失行动能力的症状;③致命中毒,表现为丧失知觉、痉挛、心脏及呼吸骤停。

N_xO_y 主要是指一氧化氮(NO)和二氧化氮(NO_2),它们对人的眼睛、鼻腔、呼吸道和肺都有强烈的刺激作用,其毒性比CO大得多,严重中毒者会因肺水肿和神经麻木而死亡。一般认为 N_xO_y 的毒性比CO毒性更大,美国通常认为要大20倍,我国和前苏联则规定为6.5倍。

NO_2 呈褐红色,有强烈的窒息性,其密度为空气的1.57倍,极易溶于水,对眼睛、鼻腔、呼吸道及肺部有强烈的刺激作用。 NO_2 与水结合后形成硝酸,对肺部组织起破坏作用,会引起肺部水肿。

NO_2 中毒后经过6h甚至更长的时间才会出现中毒的征兆。即使在危险的含量下,最初也只是感觉到呼吸道受刺激,开始咳嗽;20~30h后,即发生严重的支气管炎,呼吸困难,吐淡黄色痰液,发生肺水肿、呕吐以致死亡。 NO_2 中毒的特征是手指及头发发黄。

8.6.2 爆破有害气体的允许浓度及预防措施

地下爆破作业产生的有害气体允许浓度不应超过表8-6中规定的标准。

表 8-6 地下爆破作业产生有害气体的允许浓度

有害气体名称	符号	最大允许浓度	
		按体积/%	按质量/(mg/m ³)
一氧化碳	CO	0.00240	30
二氧化氮	NO ₂	0.00025	5
二氧化硫	SO ₂	0.00050	15
硫化氢	H ₂ S	0.00066	10
氨	NH ₃	0.00400	30
沼气	CH ₄	1.0	
二氧化碳	CO ₂	1.5	
氡	Rn	33700Bp/m ³	

为减少爆破有害气体的危害,可采取以下措施:

① 提高炸药质量,严防其受潮变质;尽量采用零氧平衡或接近零氧平衡的炸药,增大起爆能,以使炸药达到理想爆轰状态,减少爆破有害气体产生量。

② 如果爆破点附近有井巷、隧道、排水涵洞及独头巷道时,要考虑有害气体沿爆破裂隙或爆堆扩散的可能性,加强通风或洒水,净化风流,以免发生炮烟中毒。

③ 进行爆破时,要加强通风和对爆破后有害气体的检测。爆破后经过规定时间以后才可进入爆破现场,以免炮烟熏人。

8.7 早爆、拒爆及其预防

8.7.1 早爆及其预防

在电爆网路的设计和施工中,既要保证网路安全准爆,又必须防止在正式起爆前网路发生早爆。爆破作业的早爆往往会造成重大恶性事故。引起早爆的原因有很多,在电爆网路敷设过程中,引起早爆的主要原因是爆区周围的外来电场,主要指雷电、杂散电流、感应电流、静电、射频电、化学电等,不正确使用电爆网路的测试仪表和起爆电源也是引起电爆网路早爆的原因。另外,雷管的质量问题也可能引起早爆。

8.7.1.1 雷电引起的早爆及其预防

雷电引起的早爆事故多数发生在露天爆破作业中,如硐室爆破,深孔、浅孔爆破的起爆网路。雷电引起早爆的方式一般有三种:① 直接雷击;② 电磁场感应;③ 静电感应。

预防雷电引起早爆的措施有以下几点:

① 在雷雨季节进行露天爆破时,宜用非电起爆系统。

② 如果装药连线时出现了雷电,应立即停止作业。爆区应做好警戒,全体人员应撤离到安全地点。

③ 在雷电来临之前,宜将一切通往爆区的导体(如电线和金属管道等)暂时切断,以防止电流流入爆区。

8.7.1.2 杂散电流引起的早爆及其预防

杂散电流是指存在于电爆网路之外的杂乱无章的电流。如果在爆破施工时雷管脚线或电爆网路接触到存在杂散电流的物质(如风管、水管、铁轨、潮湿岩体、溶解有硝酸铵类炸药的水等),使杂散电流流入电雷管时,容易造成早爆事故。

杂散电流产生的原因主要有:

(1) 漏电电流

电流从电源处被输送到各种用电设备后,总要利用一切可能的通道返回电源。如果输电回路被破坏或切断,那么电流就得利用大地构成回路,成为杂散电流(大地电流)。采用架线机车运输的地方普遍存在杂散电流,这是因为架线机车利用钢轨作回路,如果钢轨与大地之间绝缘不好,就会有一部分电流流入大地而形成杂散电流。

(2) 大地自然电流

大地自然电流值较小,在有较多或接地面积较大的游离金属物的地方,其值有所增加。

(3) 化学电流

在装药过程中散落的确铵类炸药与导电物体(如风管、水管、积水等)接触时会产生杂散电流。预防杂散电流引起早爆的措施如下:

(1) 检测爆区杂散电流

采用电雷管起爆时,装药前应采用 ZS-1 型、701 型等杂散电流测定仪检测爆区内的杂散电流。其值超过 30 mA 的工作面,不能采用普通电雷管起爆网路。

(2) 正确进行起爆网路的敷设

雷管检测合格后,立即将脚线短路,接入网路时再解开;严禁将雷管脚线、爆破母线与电气设备、各类机械等导电体接触。

(3) 减少杂散电流的来源

如减少电机车和动力线路对大地的电流泄漏;在进行大规模爆破时,采取局部或全部停电措施;防止将确铵类炸药撒落在潮湿的地面上等。

(4) 采用非电起爆网路

采用非电起爆网路也可防止因杂散电流引起早爆。

8.7.1.3 静电引起的早爆及其预防

由摩擦、静电感应等作用使绝缘物上携带的相对静止的电荷称为静电。如果静电不能及时泄漏而不断积聚,其电压会达到数万伏,在爆破作业中就可能引起早爆事故。爆破作业中,静电产生的原因主要有如下几点:

① 操作人员穿的化纤或其他绝缘工作服相互摩擦,会在衣服和人体上产生静电。

② 用装药器装药过程中,高速通过输药管的炸药与管壁间的摩擦及炸药颗粒之间的撞击均会产生静电。

针对静电积累的原因和条件,可以采取以下预防措施。

① 采用装药器装药时,采取如下措施:

a. 采用半导体输药管。要求输药管既要有足够的导电性,以便导出孔内的静电,又要具有足够的电阻,以防将杂散电流导入电爆网路。

b. 装药设备系统接地。靠胶轮移动的金属装药器,应设专门的接地线(如附上一根金属链条接地等);接地线禁止通过风管、水管、铁轨或其他永久接地物接地,以免受杂散电流的影响。

c. 采用正确的装药操作方法。操作人员应穿导电或半导电胶鞋,或手持一根接地线操作;在操作过程中应使输药管不断与孔壁接触,使装药设备系统接地良好。

d. 在满足装药质量要求的前提下,尽量降低装药压力,控制输药速度。

② 采用抗静电雷管或采用非电起爆网路。

8.7.1.4 射频电引起的早爆及其预防

随着现代化工业的发展,空中传播的各种电磁波会被接收天线所接收。没有被屏蔽的电雷管和电爆网路,不管它们是短路还是开路,也不管它们是否连接到电路中,如果处在无线电广播电台、电视台或雷达站发射的强大射频电磁场内,都会起到接收天线的作用,都能感生和吸收电能。如果这种电能产生的电流超过了电雷管的最高安全电流,就有可能引起早爆。这种事故在国内外均发生过。

针对射频电引起的早爆,一般可采取如下预防措施:

① 确定合理的安全距离。如果爆区附近有无无线电发射机、发射台或定向雷达发射天线(它在

长距离范围内能发射很强的电磁波)时,必须调查发射机的类型、功率及至爆区的距离。若射频电流较大,则应采用非电起爆网路。

② 如采用配有无线电发射机的交通工具运输电雷管时,应把电雷管装在符合安全规定的密闭金属箱内,在把电雷管从金属箱中取出或放入时应关闭发射机。

③ 电爆网路应顺直,贴地平铺,尽量缩小导线圈定的闭合面积。主线应采用双绞线或相互平行且尽量靠拢的单股线。网路导线及雷管脚线不能与任何天线接触,且不能一端接地。

④ 禁止流动射频源进入爆破现场;对于已进入且不能撤离的射频源,装药开始前应停止工作。现场使用的无线电话机,宜选用高频段的发射频率。

⑤ 在各种射频电附近进行电爆作业时,应符合表 8-7~表 8-10 中列出的安全允许距离。

⑥ 采用非电起爆网路。

表 8-7 电雷管距高压线的安全允许距离

电压/kV		3~6	10	20~50	50	110	220	400
安全允许 距离/m	普通电雷管	20	50	100	100			
	抗杂电雷管					10	10	16

表 8-8 爆区与中长波电台(AM)的安全允许距离

发射功率/W	5~25	25~50	50~100	100~250	250~500	500~1000
安全允许距离/m	30	45	67	100	136	198
发射功率/kW	1~2.5	2.5~5	5~10	10~25	25~50	50~100
安全允许距离/m	305	455	670	1060	1520	2130

表 8-9 爆区与移动式调频(FM)发射机的安全允许距离

发射功率/W	1~10	10~30	30~60	60~250	250~600
安全允许距离/m	1.5	3.0	4.5	9.0	13.0

表 8-10 爆区与甚高频(VHF)、超高频(UHF)电视发射机的安全允许距离

发射 功率/W	1~10	$10\sim1\times10^2$	$1\times10^2\sim1\times10^3$	$1\times10^3\sim1\times10^4$	$1\times10^4\sim1\times10^5$	$1\times10^5\sim1\times10^6$	$1\times10^6\sim5\times10^6$
VHF 安全 允许 距离/m	1.5	6.0	18.0	60.0	182.0	609.0	
UHF 安全 允许 距离/m	0.8	2.4	7.6	24.4	76.2	244.0	609.0

8.7.1.5 硫化矿爆破作业时的早爆及其预防

高硫高温矿床的爆破作业容易产生药包自爆现象。自爆的原因是硫化矿石容易发生氧化反应并放出大量热量,放出的热量反过来又加剧了硫化矿石的氧化反应,导致炮孔内的温度升高,最终引起孔内炸药燃烧或爆炸。

硫化矿爆破作业时早爆的预防措施如下:

① 在硫化矿床中进行爆破作业时,首先应化验矿石成分是否符合自爆条件(矿石中 Fe^{3+} 加 Fe^{2+} 的含量大于 0.3%,黄铁矿含量高于 30%,水分含量为 3%~14%);当炮孔内温度高于 35℃ 时,应采取灌泥浆等措施降低温度后再进行装药起爆。

② 采用非硝铵类炸药。若使用硝铵类炸药,必须消除孔内矿粉,且避免炸药与矿石接触,如采用多层牛皮纸加沥青、牛皮纸加玻璃纤维布等物质包装炸药,包装应完好无损;不得用硫化矿碴堵塞炮孔;缩短爆破作业时间,使炸药没有充分的时间热分解。

8.7.1.6 仪表电和起爆电源引起的早爆、误爆及其预防

在电爆网路敷设过程中和敷设完毕后,使用非专用爆破电桥或不按规定使用起爆电源也会引起网路的早爆。

《爆破安全规程》(GB 6722—2003)重点强调:电爆网路的导通和电阻值的检查,应使用专用导通器和爆破电桥,专用爆破电桥的工作电流应小于 30 mA。使用万能表等非专用爆破电桥,容易因误操作使仪表工作电流超标而引起早爆。

防止仪表电和起爆电源引起早爆、误爆的措施如下:

① 严格按照规定使用专用导通器和爆破电桥进行电爆网路导通和电阻值的检查,禁止使用万能表或其他仪表检测雷管电阻和网路导通情况;定期检查专用导通器和爆破电桥的性能和输出电流。

② 定期检查、维修起爆器,电容式起爆器至少每月充电赋能一次。

③ 在整个爆破作业时间内,起爆器或电源开关箱的钥匙要由起爆负责人严加保管,不得交给他人。

④ 在爆破警戒区所有人员撤离以后,只有在爆破工作负责人下达准备起爆命令之后,起爆网路主线才能与电源开关、电源线或起爆器的接线钮相连接。起爆网路在连接起爆器前,起爆器的两接线柱要用绝缘导线短路,以放掉接线柱上可能残留的电量。

8.7.2 拒爆的预防及其处理

拒爆是指雷管或炸药未按设计要求起爆的现象。拒爆可分为整个网路或部分网路的雷管未爆、雷管爆炸但未引爆炸药、爆轰波在炸药中的传播中断而留有残药。拒爆既会影响爆破效果,又会造成不安全因素,应通过精心设计和施工来预防拒爆现象,一旦发生拒爆应及时妥善处理。

爆破器材质量的高低,起爆网路的优劣和传爆条件(装药结构、装药密度、药卷直径、约束条件等)的好坏对起爆和传爆过程都有显著的影响。正确选用爆破器材,合理设计爆破网路,保证施工质量,对防止拒爆、充分发挥炸药效能非常重要。

8.7.2.1 由于炸药因素造成的拒爆及其预防措施

(1) 产生拒爆的原因

- ① 使用过期、变质、受潮、硬化的炸药。
- ② 在有水的炮孔或药室中装入不抗水的炸药,且防水处理不当。
- ③ 装药直径小于临界直径。
- ④ 装药密度过大或过小。
- ⑤ 药卷之间接触不好,被岩粉阻隔。
- ⑥ 药卷与孔壁之间的间隙不当而引起间隙效应。

⑦ 起爆能量过小。

(2) 预防措施

① 装药前应对所用炸药进行检查或试验,禁止使用过期、失效的炸药。

② 在多雨或地下水发育的爆区要做好防水、防潮工作,将炮孔中的积水排干,或使用浆状、水胶、乳化等抗水炸药。

③ 当孔径较小或采用不耦合装药时,应使用爆轰性能较好的炸药,并使装药直径大于临界直径,以保证稳定传爆。这在光面爆破和预裂爆破中需自制小直径药卷时应特别注意。

④ 注意装药密度(硝铵类炸药的最佳装药密度为 $0.9 \sim 1.1 \text{ g/cm}^3$);保证堵塞质量,改善约束条件。

⑤ 装药时应使各条状药卷聚能穴的方向与雷管聚能穴的方向一致。

⑥ 根据炸药的性能确定合理的起爆能量,即确定是否采用起爆药包或中继药包。

8.7.2.2 由于起爆方法或起爆网路不当引起的拒爆及其预防措施

目前,工程爆破主要采用火雷管、电雷管、导爆索及非电导爆管雷管起爆法。起爆方法不同,其拒爆原因也就不同。

(1) 采用非电起爆法时的拒爆原因

① 火雷管起爆法的拒爆原因:导火索和火雷管受潮变质;导火索质量不好(如浸油渗入药芯等),造成断火;起爆药包加工质量不高(导火索与雷管松动、脱节或雷管在起爆药包中位置不当);点炮时漏点;装药充填不慎,使导火索受损等。这些都可能造成雷管拒爆或雷管不能引爆炸药。

② 导爆索起爆法的拒爆原因:导爆索因过期、受潮而变质;装入炮孔(或药室)后,铵油炸药中的柴油渗入药芯,使其性能发生改变;在充填过程中被打断或受损;多段起爆时,后段的网路被前段爆破冲坏;网路连接方法错误等。

③ 导爆管起爆法的拒爆原因:导爆管质量差,有破损、漏洞或管内有杂物;在连接过程中有死结;导爆管与连接元件脱节、松动;装药、堵塞过程中网路受损等。值得特别注意的是:导爆管强度低,容易受损;导爆管爆速值较小,容易被导爆索的爆轰产物超前破坏;导爆管若与起爆雷管正向连接,则雷管底部的聚能射流容易超前切断导爆管。

(2) 采用电力起爆法时的拒爆原因

① 雷管本身的原因。桥丝松动或断裂,雷管受潮变质,感度或起爆能力降低。同一网路中的各雷管阻值差别过大,或厂家不同、品种不一,致使起爆感度不一致。

② 网路施工质量问题。装填不慎,将网路打断或使导线绝缘受损;连接不牢固或连接错误,使爆破网路有漏接、短路、漏电、接地或接头电阻增大等现象。

③ 网路设计错误。电爆网路设计的基本要求是使流经网路中每个电雷管的电流都能达到准爆电流。电源容量不够,并联网路中的各支路电阻不平衡,连接方式不当,都可能使电流达不到准爆电流。

(3) 防止电力起爆网路出现拒爆的措施

① 起爆电源要有足够的功率,以保证流经每个电雷管的电流达到准爆电流。

② 电爆网路应与大地绝缘,因此不宜使用裸露导线,不得利用铁轨和钢管作为爆破线路。

③ 同一起爆网路应使用同厂、同批、同型号的电雷管。电雷管全电阻的误差不得大于产品说明书中的规定。

④ 应使用专用导通器或爆破电桥(工作电流小于 30 mA)对电爆网路进行导通检查和电阻值测量。对爆破电桥等仪表应每月检查一次,长期不用的起爆器应经常充电。

⑤ 起爆网路的连接应由工作面向起爆站依次进行,接头电阻应尽可能小,网路电阻应符合设计要求。

⑥ 雷雨天不应采用电爆网路。

(4) 防止导爆索起爆网路出现拒爆的措施

① 导爆索之间应采用搭接或水手结连接。搭接时支线与主线的传爆方向应一致,其夹角应小于 90° ,搭接长度不得小于 150 mm,中间不得夹有异物和炸药卷,并捆扎牢固,端部应留有 150 mm 的余量。

② 起爆导爆索的雷管与导爆索端头的距离应不小于 150 mm,雷管的聚能穴必须朝向导爆索的传爆方向。

③ 敷设的导爆索不应出现打结;交错时,应在两根交叉导爆索之间放置一块厚度不小于 100 mm 的木质垫块。

(5) 防止导爆管起爆网路出现拒爆的措施

① 导爆管网路中不得有死结,炮孔内不得有接头,孔外传爆雷管之间及传爆雷管与导爆管之间应留有足够的间距。

② 用雷管起爆导爆管时应采用反向连接,导爆管应均匀地敷设在雷管周围并用胶布等捆扎牢固。雷管与导爆管端头的距离应不小于 150 mm。

③ 用导爆索起爆导爆管时,宜采用垂直连接。

④ 对于深孔或硐室爆破,可以采用高精度导爆管雷管。

8.7.2.3 拒爆的处理

(1) 拒爆的判断

爆破后发现有下列现象之一者,可以判断药包发生了拒爆:

① 有残留的炮孔或药室。

② 大部分或局部地表无松动,或抛掷爆破时无抛掷现象。

③ 两药包之间有明显的间隔,土石方爆落范围较其他地段或原设计有显著差异。

(2) 处理拒爆时的规定

① 发现拒爆后应及时上报并确定出警戒范围,设置警戒线,无关人员不准进入警戒区。拒爆应在当班处理,当班不能处理完毕时应将拒爆情况在现场交代清楚,由下一班继续处理。

② 应派有经验的爆破员处理拒爆。硐室爆破的拒爆处理应由爆破工程技术人员提出方案,并经单位主要负责人批准。

③ 电力起爆发生拒爆时,应立即切断电源,并将拒爆电路短路。

④ 导爆索和导爆管起爆网路发生拒爆时,应检查导爆管或导爆索是否有破损或断裂。如有,应修复后重新起爆。

⑤ 不得拉出或掏出炮孔和药壶中的起爆药包。

⑥ 拒爆处理后,收集并销毁残余爆破器材;在未能判明爆堆有无残留的爆破器材之前,应采取预防措施。

⑦ 拒爆处理后应由处理者填写登记卡片或提交报告,说明拒爆原因、处理方法和结果、预防措施。

(3) 拒爆的处理方法

关于如何处理拒爆,《爆破安全规程》(GB 6722—2003)有明确、具体的规定,必须严格按规程实施。处理拒爆和残药的常用方法有以下几种:

① 重新起爆法。经检查确认起爆网路完好,且最小抵抗线无变化时,重新连线起爆。最小抵抗线有变化者,应验算安全距离,并加大警戒范围后再连线起爆。

② 打平行孔装药爆破法。平行孔距拒爆浅孔不得小于 0.3 m,距拒爆露天深孔不得小于 10 倍的炮孔直径。为确定平行炮孔的方向,可从拒爆孔口处掏出部分堵塞物。

③ 聚能药包诱爆法。用木、竹或其他不产生火星的材料制成的工具轻轻将炮孔内的堵塞物掏出,之后再用聚能药包诱爆。

④ 对于硐室爆破,清除竖井或平硐堵塞物后重新敷设网路起爆,或取出炸药和起爆体。

8.8 爆破与环境保护

当今,人们的环保意识日益强烈。爆破技术作为一种有效的施工手段,经常运用在人口稠密的城镇地区。人们不仅关注着爆破噪声、粉尘对环境的污染,而且期望着爆破在完成工程目标的同时,能减少对生态环境的破坏和影响。

8.8.1 爆破与水土保持

露天土石方爆破时,特别是在降雨量大的地区和季节,对厚层岩土或土夹石地段,应特别重视爆破后山体及爆堆可能发生的泥石流、滑坡,其会危害周围的农田及其他设施。应采取措施,使爆破后的山体尽快恢复植被覆盖。对于风景名胜区,则更应采取有效措施,防止爆破开挖对自然风貌和人文景观产生的破坏和影响。

8.8.2 高原冻土爆破与生态环境保护

我国西部荒漠及高原冻土地区生态环境极其脆弱,一经破坏,难以恢复。爆破施工时应避免对开挖限界以外的生态环境(如地表草皮等)造成破坏。在高原冻土地区,按保护冻土和延缓融化速度原则设计的工程,冻土的爆破开挖施工宜在寒冷季节进行;若按破坏冻土原则设计的工程,则冻土的爆破开挖施工适合在暖季节进行。

冻土爆破一般按保持冻结的原则进行开挖施工。比如我国的青藏铁路高原冻土地区,高含冰量冻土路堑应在 10—11 月和 3—5 月进行开挖,在 6 月中旬前完成基底和边坡的换填和保温层施工。由于高寒缺氧,满足保持冻结原则施工的工期有限,因此必然会有相当数量的低含冰量冻土和石质冻土路堑爆破开挖施工安排在暖季节进行,并按允许融化的原则施工。这时,必须遵循爆破开挖快速施工的有关技术要求。

在高原冻土地区进行的爆破作业,必须严格遵循以下保护生态环境的原则和贯彻爆破开挖快速施工的原则:

① 严格控制爆破开挖在设计界线内进行。为保护冻土生态环境,不留路基病害隐患,路堑冻土爆破应严格在设计界线内进行,避免超爆超挖。

② 努力避免爆破开挖对工点周围生态环境的破坏。高原冻土爆破宜采用松动爆破;必须采用扬弃爆破时,应具备爆破弃碴对开挖限界以外的生态环境(如地表植被等)不产生破坏的条件,或采取相应的保护生态环境的技术措施。对爆破体的开挖清运,宜配备挖掘机和自卸汽车,不宜使用履

带式推土机和铲运机。

③ 在施工中要采取措施,减少冻土的热融。爆破开挖地表范围内的草皮,爆破前一般不宜破坏;如为利用爆破开挖地表范围内的草皮,并已先行铲下,挖掘后地面宜采取临时保温措施以防铲去草皮后冻土融化。路堑初步开挖后,应按设计要求及时做好刷坡、清底,并尽快进行隔热层铺砌和路堑的其他作业施工。

④ 为实现爆破开挖的快速施工,要选择确定合理的一次爆破规模;努力提高爆破钻孔与成孔效率,优化爆破设计参数,尽可能做到路堑一次爆破成形;做好施工组织设计,以实现不间断的高效作业。

8.9 爆破安全管理

8.9.1 爆破工程的分级管理

《爆破安全规程》(GB 6722—2003)规定:硐室爆破工程、拆除爆破工程以及复杂环境岩土爆破工程应实行分级管理。各类爆破工程的分级见表 8-11。

表 8-11 爆破工程分级

爆破工程类别	爆破工程按装药量 Q 与环境的分级			
	A	B	C	D
硐室爆破	$1000 \leq Q \leq 3000$	$300 \leq Q < 1000$	$50 \leq Q < 300$	$0.2 \leq Q < 50$
露天深孔爆破	—	$Q \geq 200$	$100 \leq Q < 200$	$50 \leq Q < 100$
地下深孔爆破	—	$Q \geq 100$	$50 \leq Q < 100$	$20 \leq Q < 50$
水下深孔爆破	$Q \geq 50$	$20 \leq Q < 50$	$5 \leq Q < 20$	$0.2 \leq Q < 5$
复杂环境深孔爆破	$Q \geq 50$	$15 \leq Q < 50$	$5 \leq Q < 15$	$1 \leq Q < 5$
拆除爆破	$Q \geq 0.5$	$0.2 \leq Q < 0.5$	$Q < 0.2$	—
城镇浅孔爆破	—	环境十分复杂	环境复杂	环境不复杂

注:1. 爆破作业环境包括三种情况:环境十分复杂指爆破可能危及国家一级、二级文物,极重要设施,极精密贵重仪器及重要建(构)筑物等保护对象的安全;环境复杂指爆破可能危及国家三级文物、省级文物、居民楼、办公楼、厂房等保护对象的安全;环境不复杂指爆破只可能危及个别房屋、设施等保护对象的安全。

2. 一次装药量大于 3000 t 的硐室爆破应由业务主管部门组织专家论证其必要性,其等级按 A 级管理;装药量小于 200 kg 的小硐室爆破归于蛇穴爆破。

A 级、B 级、C 级、D 级的爆破工程应按相应规定进行设计、施工、审批。

对于拆除爆破工程及复杂环境深孔爆破工程,除按表 8-11 规定的药量进行分级外,还应按下列环境条件和拆除对象进行级别调整。有下列情况之一者,属 A 级:

- ① 环境十分复杂;
- ② 拆除的楼层超过 10 层,厂房高度超过 30 m,烟囱高度超过 80 m;
- ③ 拆除对象为一级和二级水利水电枢纽工程的主体建筑、围堰、堤坝和挡水岩坎。

有下列情况之一者,属 B 级:

- ① 环境复杂;
- ② 拆除的楼层为 5~10 层,厂房高度为 15~30 m,烟囱高度为 50~80 m;

③ 拆除对象为三级水利水电枢纽工程的主体建筑、围堰、堤坝和挡水岩坎。

有下列情况之一者,属 C 级:

① 环境不复杂;

② 拆除的楼层低于 5 层,厂房高度低于 15 m,烟囱高度低于 50 m;

③ 拆除对象为四级和五级水利水电枢纽工程的主体建筑、围堰、堤坝和挡水岩坎。

爆区周围 500 m 无建筑物和其他保护对象,且一次爆破药量不超过 200 kg 的拆除爆破,以及不属于 A 级、B 级、C 级、D 级的爆破工程不进行分级管理。

此外,根据爆破工程的复杂程度和爆破作业环境的特殊要求,由设计、安全评估和审批单位商定,可适当提高相应爆破工程的管理级别。

A 级、B 级、C 级、D 级爆破工程均应编制爆破设计书,其他一般爆破应编制爆破说明书。爆破设计书和爆破说明书应由具备相应资质的设计单位和设计人员编制。

A 级、B 级、C 级和对安全影响较大的 D 级爆破工程,都应进行安全评估。未经安全评估的爆破设计,任何单位不准审批和实施。

对于各类 A 级爆破、B 级硐室爆破以及有关部门认定的重要和重点爆破工程,应由工程监理单位实施爆破安全监理,承担爆破安全监理的人员应持有安全作业证。

A 级、B 级、C 级、D 级爆破工程设计应经有关部门审批,否则不准开工。矿山常规爆破审批不按等级管理,一般岩土爆破和矿山常规爆破设计书或爆破说明书由单位领导批准。

8.9.2 爆破工程的设计依据和设计内容

8.9.2.1 设计依据

爆破工程的设计依据如下:

① 国家有关法律法规;

② 工程项目审批文件,单位上级部门的批准文件;

③ 合同书、招投标文件及业主提出的其他书面要求文件;

④ 与工程项目有关的技术资料,包括地形图、环境图、地质报告,建筑物的设计图及说明书,试验资料等;

⑤ 预算定额;

⑥ 现场调研报告。

8.9.2.2 设计内容

爆破设计书或爆破说明书中应包括以下内容:

① 工程概况,环境与技术要求,包括爆破工程质量、工期、安全要求;

② 爆破区地形、地貌、地质条件,被爆体的结构、材料及爆破工程量的计算;

③ 爆破技术方案比较,选定方案的钻爆参数及相关图纸;

④ 起爆网路设计及起爆网路图;

⑤ 安全设计及防护、警戒图;

⑥ 施工机具、仪表及器材表;

⑦ 爆破施工组织。

爆破设计图纸包括:爆破环境平面图,爆破区地形、地质图或被爆体结构图,药包布置平面和剖面图,药室和导洞平面图、断面图,装药和填塞结构图,起爆网路敷设图,爆破安全范围及岗哨布置图,防护工程设计图。

对于不分设计阶段、一次性完成的爆破设计,爆破设计书或爆破说明书的内容除了上述内容外,还应有施工组织设计的内容。其应包括:

- ① 施工准备工作及施工平面布置图。
- ② 施工人员、材料、机械的安排及安全、进度、质量保证措施。
- ③ 爆破器材管理、使用安全保障。
- ④ 文明施工、环境保护、事故预防的措施及应急预案。

8.9.3 爆破安全评估的依据

爆破安全评估的依据如下:

- ① 《民用爆炸物品安全管理条例》(国务院令 第 466 号)。
- ② 《爆破安全规程》(GB 6722—2003)。
- ③ 国家、地方及行业相关法规和设计标准。
- ④ 申请单位提交的材料,包括:
 - a. 安全评估单位及建设单位签订的安全评估合同;
 - b. 工程立项批文或有关文件;
 - c. 合法有效的爆破施工合同;
 - d. 爆破设计、施工单位及主要人员资质材料;
 - e. 工程爆破设计方案及施工组织设计;
 - f. 与爆区周边相关单位签订的安全协议;
 - g. 其他有关材料。
- ⑤ 爆破施工现场踏勘得到的资料。

8.9.4 安全评估报告的内容

安全评估报告主要包括下列两个方面的内容:

(1) 为公安机关的审批提出的建议

其内容主要包括:

- ① 工程地点、工程名称、爆破工程量。
- ② 炸药的需求量,爆破规模及单响最大起爆药量控制。
- ③ 明确爆破工程等级。
- ④ 对评估的各项内容进行的查验、审核。
- ⑤ 确定爆破工程是否需要安全监理。

(2) 对爆破设计、施工单位的评估意见

其内容主要包括:

- ① 对涉爆单位及人员资质条件的评审意见。
- ② 对爆破方案的评审意见。
- ③ 对安全管理及措施可靠性的评估意见。
- ④ 对安全警戒合理性的评估意见。

- ⑤ 对安全责任落实情况的评估意见。
- ⑥ 其他应注意的安全事项。

8.9.5 爆破安全监理

建设监理制已在我国工程建设项目中全面推行,它对提高项目的管理水平,实现工程建设目标,维护合同双方的权益有着重要作用。

鉴于爆破工程是作为某单位工程的分部分项工程而存在的,因此其监理工作也有其特殊性。《爆破安全规程》(GB 6722—2003)规定:对 A 级拆除爆破工程以及有关部门认定的重要或重点拆除爆破工程,应由工程监理单位实施爆破安全监理,即作为分部分项工程的爆破工程,在其质量、工期、成本控制上,监理内容应纳入整个单位工程,在单位工程监理工程师的统一管理与协调下,对爆破工程重点实施爆破安全监理;承担爆破安全监理的人员应持有安全作业证。

(1) 爆破安全监理的内容

爆破安全监理的内容主要有:

- ① 检查施工单位申报爆破作业的程序。对不符合批准程序的爆破工程,有权停止其爆破作业,并向业主和有关部门报告。
- ② 监督施工企业按设计施工;审验从事爆破作业人员的资质,制止无证人员从事爆破作业,发现不适合继续从事爆破作业的,督促施工单位收回其安全作业证。
- ③ 监督施工单位不得使用过期、变质或未经批准在工程中应用的爆破器材,监督检查爆破器材的使用和领取、清退制度。
- ④ 监督、检查施工单位执行《爆破安全规程》(GB 6722—2003)的情况,如发现违章作业和违章指挥,有权停止其爆破作业,并向业主和有关部门报告。

(2) 爆破安全监理单位的选择

一般情况下,选择安全监理单位时采用两种形式,即由业主招标选择或推荐聘用。无论是中标的还是聘用的监理单位,均要与业主签订爆破安全监理合同,双方明确责任、权力和利益。爆破安全监理负责人一般应由持有高级安全作业证的爆破工程技术人员担任。爆破工程监理单位是对承担爆破工程作业的单位从设计方案到爆破作业施工,实施爆破全过程的监理,防止发生随意更改设计参数的个人行为,避免爆破施工中的疏忽,确保爆破工程的顺利实施。《爆破安全规程》(GB 6722—2003)对爆破安全监理单位的职责和监理内容都作了明确规定。

(3) 爆破安全监理规划与管理细则

爆破安全监理单位应编制爆破安全监理规划,并按爆破工程进度和实施要求编制爆破安全监理细则,按照细则进行爆破安全监理;在爆破工程各主要阶段和部位竣工后,签署爆破安全监理意见。

(4) 监理工程师的职业道德守则和职责

工程监理作为一个专门的行业,它的职业道德标准是:守法,诚信,公正,科学。按照国际惯例,在监理行业中监理工程师应严格遵守通用的职业道德守则。

8.9.6 爆破安全风险管理

爆破工程,特别是复杂环境中的高难爆破工程,是一种有风险的项目。现代管理与传统项目管理的不同之处是引入了风险管理技术。项目风险管理强调对项目目标的主动控制,对项目实现过程中遭遇的风险与干扰因素可以做到防患于未然,从而可避免和减少损失。

8.9.6.1 爆破危险源的辨识

危险因素是指能对人造成伤害或对物造成突发性损害的因素。有害因素是指能影响人的身体健康、导致疾病或对物造成慢性损害的因素。通常情况下二者并不加以区分,统称为危险、有害因素。

参照《企业职工伤亡事故分类》(GB 6441—1986),按事故类别综合考虑起因物、引起事故的诱发性原因、致害物、伤害方式等,将危险因素或事故分为20类,分别为:物体打击;车辆伤害;机械伤害;起重伤害;触电;淹溺;灼烫;火灾;高处坠落;坍塌;冒顶片帮;透水;爆破(指爆破作业中发生的伤亡事故);火药爆炸(指火药、炸药及其制品在生产、加工、运输、储存中发生的爆炸事故);瓦斯爆炸;锅炉爆炸;容器爆炸;其他爆炸;中毒和窒息;其他伤害。对于爆破作业,上述类别中除了淹溺、锅炉爆炸、容器爆炸等外,其余几乎都可能在爆破作业中发生。

8.9.6.2 爆破危险源的监控

为了预防重大工业事故的发生,降低事故造成的损失,必须建立有效的重大危险源控制系统。在安全领域,安全系统工程是当今正在发展和逐步完善的一门新兴学科。运用安全系统工程,有助于做好爆破危险源的监控。

安全系统工程是把研究对象作为一个综合系统来考虑,采用系统安全分析方法来观察、识别、分析和评价系统的危险性,根据系统工程总体最优的思想来消除和控制系统中的危险因素,最大限度地减少安全事故的发生,使系统达到最佳安全状态。

系统安全分析是安全系统工程的核心内容,它是安全评价的基础。通过系统安全分析,可以对系统进行深入、细致的分析,充分了解、查明系统存在的危险性,估计事故发生的概率、可能造成的伤害及损失的程度,为了确定出哪些危险能够通过修改系统设计或者改变控制系统的运行程序来预防提供依据。因此,系统安全分析结果的正确与否关系到整个工作的成败。

对于爆破作业,可按施工过程分为以下评价单元:① 爆破作业环境单元,包括爆区附近是否有需要保护的文物、重要建(构)筑物及设施、精密贵重仪器、各种管线等;② 施工组织与管理单元,包括设计与施工人员、单位是否具有相应的资质,施工组织机构及各种岗位责任制,设计文件及设计所依据资料的完整性及可靠性;③ 爆破器材单元,包括爆破器材的运输、储存、检测及加工;④ 钻孔单元;⑤ 装药单元;⑥ 起爆网路单元,指起爆网路的可靠性;⑦ 防护单元,包括爆破有害效应的影响范围、防护方法等;⑧ 警戒与保卫单元,包括警戒范围、警戒人员的位置、警戒人员的素质及警戒过程中存在的危险和有害因素;⑨ 爆破后检查与处理单元,包括爆破后检查方法、盲炮处理方法及其他事故处理方法等。

通过系统安全分析,可以了解到系统中存在的薄弱环节以及可能发生事故的危险性,以便采取相应的对策,最大限度地减少安全事故的发生。

安全评价是在系统安全分析的基础上进行的。对于不同的系统,安全分析方法有不同的安全评价结果。根据安全评价结果,针对系统中的薄弱环节或者潜在危险,按照系统工程总体最优的原则、思想和方法,提出调整、修正的措施,采取优化技术,以便最大限度地减少或控制安全事故的发生。

8.9.7 爆破事故应急预案

爆破事故大致分为两类。一类是爆破效果未达到设计要求造成的险象,如:药包拒爆;露天爆

破中,边坡坍塌、堆积体超出设计范围,可能引起交通阻断、设施损坏;对建筑物的拆除爆破,可能出现建筑物爆而不倒的情况。另一类是爆破对人员或建筑物安全的影响或存在的隐患,如:药包早爆,爆破失控造成人员伤亡、建筑物设施的损坏;地下爆破引发瓦斯爆炸、透水事故等。总之,对于爆破安全管理,除了通过采取各种措施最大限度地避免发生各种事故外,还应当对可能发生的意外事故,特别是重大事故,制订应急预案,这样才能降低可能引发事故的损失。

在爆破事故应急预案的制订上,应针对可能出现的爆破安全风险与不利环境因素的识别结果,对可能发生的事故或紧急情况在控制措施失效时采取补救措施和抢救行动,在处理方案,人员组织,技术措施,设备、材料供应,外部协调等方面,有一种或多种准备,一旦出现风险可立即启动预案,以最大限度地减少损失和影响。爆破事故应急预案至少应包括以下内容:

① 爆破事故致灾状态的预估分析。要根据不同的情况预估可能产生的事故最严重灾害状态,以一般事故的应急响应、重大事故的应急响应作为准备应急人力、物力方案的依据。

② 应本着事故发生后及时、有效救援的原则,提出应急救援组织、职责和人员的安排。应急组织机构一般应由爆破领导人负责,下设有关专业组,如综合、技术、工程警戒、医疗、后勤等。要落实人员名单及联系电话、办公场所地点及电话。提出如何组织抢救、由谁指挥,工作现场内全体人员如何疏散的要求等。

③ 应急救援材料、设备、物资的准备。针对可能发生的事类型,应明确如何抢救,使用什么器材、设备,应做好救援演练记录和平时的维护保养。

④ 发生爆破事故后,启动应急组织机构的工作程序。确定应急救援指挥流程图,明确内部和外部联系的方法、渠道,根据事故性质确定在多长时间由谁如何向企业上级、政府主管部门和其他有关部门汇报情况,通知邻近的消防、救险、医疗等单位。

⑤ 防止事故扩大,减少与之有关的伤害和不利影响。爆破事故应急预案由施工现场项目经理部的上级有关部门对其适宜性进行审核和确认。项目部还应根据实际情况定期或不定期举行应急救援演练,以检验进行应急准备工作的能力。

8.9.8 爆破事故应急救援

8.9.8.1 事故应急救援的基本任务

事故应急救援的总目标是通过有效的应急救援行动尽可能地降低事故的不良后果,包括人员伤亡、财产损失和环境破坏等。基本任务包括以下几个方面:

① 立即组织营救受害人员,这是应急救援的首要任务。在应急救援行动中快速、有序、有效地实施现场急救与安全转移伤员,是降低伤亡率、减少事故损失的关键。

② 迅速控制事态,并对事故造成的危害进行检测、监测,测定事故的危害区域、危害性质及危害程度。及时控制住造成事故的危险源是应急救援工作的重要任务。只有及时地控制住危险源,防止事故继续扩展,才能及时、有效地进行救援。应尽快组织工程抢险队与事故单位技术人员一起及时控制事故的继续扩展。

③ 消除危害后果,做好现场恢复工作。

④ 查清事故原因,评估危害程度。事故发生后应及时调查事故发生的原因和事故性质,评估事故的危害范围和危险程度,查明人员伤亡情况,做好事故原因调查,总结救援工作中的经验和教训。

8.9.8.2 重大事故应急救援体系响应程序

重大事故应急救援体系响应程序如图 8-2 所示。

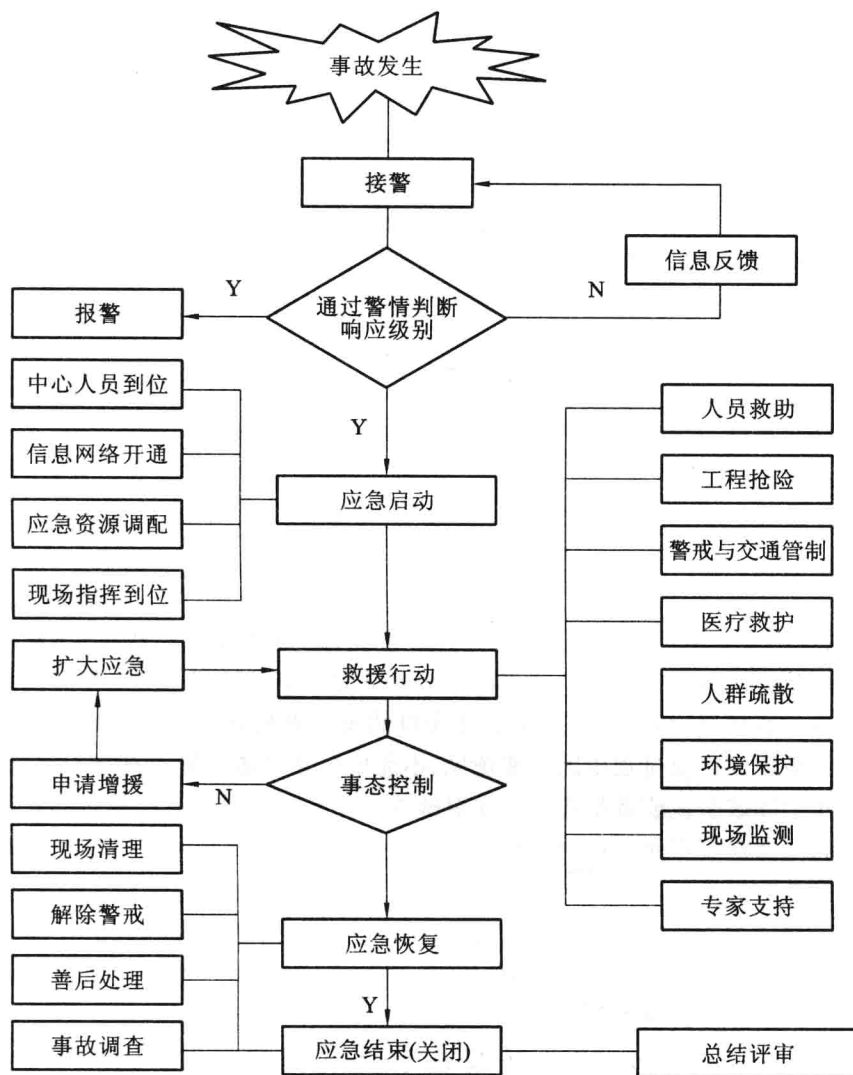


图 8-2 重大事故应急救援体系响应程序

爆破工程发生突发事故时,负责爆破的领导应立即向上级和有关部门报告,各工作小组同步开展工作:① 对事故现场实行严格保护,迅速确定事故条件下的安全防护措施;② 以人为本,先抢救人员,减少人员伤亡和物资损失;③ 抢险人员要有自我保护意识和防护装备;④ 密切观察现场动态,防止引发次生灾害和扩大事故损失。

保护事故现场时应做到:① 立即对事故现场进行警戒与封锁;② 现场应尽量保持原状,并通过录像、照相、测绘等固定现场原始状态;③ 严格保护现场的物证,非现场勘查人员不得提取或移动。

迅速由事故单位及有关部门组建事故处理机构,有关工作小组各司其职,做好事故现场各项工作,包括:① 综合组负责搜集、整理、掌握现场情况和动态,做好现场记录;② 技术组由设计、施工人员组成,负责查明事故原因,提出事故处理方案并参与处理,要特别注意发现与处置未爆的爆破器

材和盲炮,处理有倒塌危险的建(构)筑物,防止事故扩大;③ 工程组由施工人员组成,配备必要的机械设备、消防灭火器具,负责排爆灭火、抢险救灾,安全处理水、电、气管道和设备等,以消除事故影响;④ 警戒组由警卫人员组成,负责现场警戒,严防无关人员进入;⑤ 医疗组由医护人员组成,配备救护车、医疗器械设备,负责抢救伤员;⑥ 后勤组负责交通工具、物资供应、生活安排等,为现场勘查人员创造安全工作条件。

8.9.9 爆破安全总结

在爆破工程完成后,应通过爆后检查和有害效应监测,认真分析爆破区域周围环境与建(构)筑物、设施的安全情况,在爆破效果与安全记录表中登记。重要的安全评估项目和安全事故,应提交专题安全总结或事故分析报告,内容应包括:① 分析施工中的不安全因素或隐患,提出改进意见;② 对照监测报告和爆后安全调查,分析各种有害效应的危害程度及保护物的安全状况;③ 如实反映出现的事故、处理方法及处理结果;④ 总结安全工作的经验和教训。

《爆破安全规程》(GB 6722—2003)规定,每年度或一个较大爆破工程结束后,爆破工程技术人员应提交爆破总结。爆破总结的内容应包括:① 施工概况,爆破效果及安全分析,提出施工中的不安全因素和隐患及其防范办法,提出改善施工工艺的措施;② 设计方案,参数评述,提出改进设计的意见;③ 经验和教训。

8.9.10 爆破事故处理

《中华人民共和国安全生产法》第十三条规定:“国家实行生产安全事故责任追究制度,依照本法和有关法律、法规的规定,追究生产安全事故责任人员的法律责任。”

按照引发事故的直接原因,生产安全事故分为自然灾害事故和人为责任事故两大类。自然灾害事故是由于在爆破施工作业过程中因不能预见、不能抗御和不能克服的自然原因而发生的事故。人为责任事故是由于爆破企业或者从业人员在爆破施工作业过程中违反法律、法规、国家标准或者行业标准、规章制度、操作规程所出现的失误和疏忽而导致的故事。《中华人民共和国安全生产法》规定要责任追究的是人为责任事故。

《中华人民共和国安全生产法》规定应当追究刑事责任的责任主体包括县级以上人民政府负有安全生产监督管理职责的工作人员、生产经营单位的主要负责人、从业人员和中介服务机构的有关人员。

8.10 爆破安全法规简介

爆破是一项与安全紧密相关的生产活动,其过程必须遵守相应的法律。爆破工程主要涉及《中华人民共和国安全生产法》《中华人民共和国刑法》《中华人民共和国行政处罚法》《中华人民共和国劳动法》《中华人民共和国职业病防治法》《中华人民共和国矿山安全法》《中华人民共和国道路交通安全法》等法律。

同时,爆破又必须遵守行业条例和标准。与爆破有关的法规和条例是一个逐渐推进的过程。1984年国务院发布了《中华人民共和国民用爆炸物品安全管理条例》,2006年又进行了重新修订;1986年国家标准局发布了《爆破安全规程》(GB 6722—1986);1992年国家技术监督局发布了《大爆破安全规程》(GB 13349—1992)和《拆除爆破安全规程》(GB 13533—1992);1989年劳动部、农业部、公安部和国家建材局联合颁布了《乡镇露天矿场爆破安全规程》。此外,1993年公安部曾发布了《中华人民共和国公共安全行业标准》和《爆破作业人员安全技术考核标准》等。2003年,中华人

民共和国国家质量监督检验检疫总局发布了最新的《爆破安全规程》(GB 6722—2003),明确该标准代替前面的四个标准。针对施工单位资质和爆破项目管理,国家新近颁布了《爆破作业单位资质条件和管理要求》《爆破作业项目管理要求》。这些条例和规程的颁布与实施为爆破的安全作业起到了重要的保障作用。

例如,为了保障人民生命财产的安全,《中华人民共和国民用爆炸物品安全管理条例》规定:“爆破作业,必须由经过考核合格的爆破员担任。厂矿企业的爆破员,由所在单位负责审查和专业训练,所在地县、市公安局进行考核。考核合格的,由县、市公安局发给爆破员作业证。”《爆破安全规程》(GB 6722—2003)规定:“爆破工作领导人,应由从事过三年以上爆破工作,无重大责任事故,熟悉爆破事故预防、分析和处理并持有安全作业证的爆破工程技术人员担任。爆破段(班长)应由爆破工程技术人员或有三年以上爆破工作经验的爆破员担任。取得爆破员安全作业证的新爆破员,应在有经验的爆破员指导下实习三个月,方可独立进行爆破工作。爆破员跨越和变更爆破类别的必须经过专门培训。”

爆破施工技术人员必须按全国统一执行的《爆破技术人员安全技术考核标准》,在公安机关的组织下进行培训考核,取得公安部门签发的安全技术等级证后,才能上岗进行相应级别的爆破设计等技术作业。

爆破工作从业人员必须关注新的爆破法规、条例、规范的颁布和实施,并在工作中自觉运用。

【例 8-1】 爆破飞石产生的原因是什么?

【解】 爆破飞石的距离与爆破参数、堵塞质量、地形、地质构造、气象(风向和风速)等因素有关。其产生原因如下:

① 单位炸药消耗量过大。破碎预定范围的介质后,爆破产生的多余爆生气体能量作用于个别碎石上,使其获得较大的动能而飞散;爆破指数选择过大也会造成飞石。

② 炮孔位置布置不当。由于对介质内部的断层、裂隙、软弱夹层或原结构的工程质量、构造和布筋情况等不够了解,所用炸药在破碎一定量介质时其总能量并非多余,但是如果被爆介质结构不均匀,如有软弱面和地质构造面时,就会沿着这些软弱部位产生飞石。

③ 由于设计或施工的误差,导致最小抵抗线实际值变小或方向改变等,也会产生飞石。

④ 施工质量太差。如钻孔过深、过浅,或偏离设计位置太多,会致使最小抵抗线变小;堵塞不实,堵塞长度不足或误装药等,也会引起飞石。堵塞长度小于最小抵抗线,或堵塞质量不好,堵塞物会沿堵塞通道飞出,形成飞石。

⑤ 炸药爆速较高、猛度较大且介质性脆时,则易产生较强的飞石。这种条件下产生的飞石,大多由于自由面在应力波作用下发生剥落。这类飞石的特点是数量不多,但速度较快。

⑥ 起爆顺序不合理和延期时间过长,炮孔附近的碎石未清理或覆盖物质量不合格,也都可能产生飞石。

【例 8-2】 爆破安全评估的内容和相关规定有哪些?

【解】 《爆破安全规程》(GB 6722—2003)规定,A级、B级、C级拆除爆破和对安全影响较大的D级爆破工程,都应进行安全评估。未经安全评估的爆破设计,任何单位不准审批或实施。

爆破安全评估的内容应包括:

- ① 设计和施工单位的资质是否符合规定;
- ② 设计依据资料的完整性和可靠性;
- ③ 设计方法和设计参数的合理性;

- ④ 起爆网络的准爆性;
- ⑤ 设计选择方案的可行性;
- ⑥ 存在的有害效应及可能影响的范围;
- ⑦ 保证工程环境安全措施的可操作性;
- ⑧ 对可能发生事故的预防对策和抢救措施是否适当。

经过安全评估审批通过的爆破设计,施工时不得任意更改。经安全评估否定的爆破设计,应重新设计、重新评估。施工中如发现实际情况与评估时提交的资料不符,并对安全有较大影响时,应补充必要的对爆破对象和环境的勘察及测绘工作,及时修改原设计,重大修改部分应重新上报评估。

一般情况下,应由设计审查部门推荐聘用爆破安全评估单位或安全评估专家组。承担爆破安全评估的单位,应具有与拆除爆破工程相应类别资质的工程爆破设计、施工单位。A级拆除爆破工程的安全评估,至少应有2名具有相应类别安全作业证的爆破工程技术人员参加;B级、C级拆除爆破工程和对公共安全影响较大的D级爆破的安全评估,至少应有1名具有相应类别安全作业证的爆破工程技术人员参加。评估单位或评估专家组组长应对评估承担连带责任。

【案例分析】

爆破有害气体中毒事故案例分析

由于施工技术落后,爆破有害气体中毒事故在20世纪五六十年代是爆破工程中多发的事故类型。在最近20年,随着通风设备的普及,爆破有害气体中毒事故占爆破事故的比例大幅下降,但仍时有发生,应在爆破施工,特别是地下和隧道工程中予以重视。下面介绍石砭峪水库定向爆破筑坝导流隧道中爆破有害气体中毒事故案例。

(1) 事故概况

石砭峪水库定向爆破筑坝中,总装药量为1582.9 t(其中2号岩石炸药为755.0 t,铵油炸药为827.9 t),共爆破石方236.5万立方米,平均孔隙率为24.5%,松散系数为1.323,平均坝高达56 m,爆破时安全、准爆,达到了设计要求。

导流隧道位于左岸主爆区下方,进口高程为659 m,出口高程为656.1 m,全长481 m,洞径为4.8 m,无衬砌。为施工方便,在坝轴线下游约70 m处开有施工横洞,横洞长约40 m,洞径2 m×3 m。爆破隧道进口因爆破塌方被堵死。

爆破后当日(爆破后2~5 h内),人员进洞检查全部安全无恙。爆破后第二日上午,导流隧道已过水,水深0.4~0.7 m。科研人员16人相继进洞观测和回收仪器设备时,在距隧洞出口50 m处,发现一同志晕倒在水中。此时在距离出口30~60 m地段工作的人员有的感到不适——呕吐、心慌、头晕、腿软。在认识到发生爆破有害气体中毒事故后,相关负责人立即组织抢险。在这次爆破有害气体中毒事故中,先后有27人中毒,其中死亡5人,严重中毒1人,轻度和中度中毒21人(包括参加抢救的人员)。

(2) 事故分析

① 现场气体取样分析资料。

事故发生后的当天下午,铜川矿务局救护队在距隧道洞口30 m处进行了气体取样分析,发现一氧化碳含量超出允许值100多倍,二氧化氮含量超出允许值7倍。

爆破后第7天,西安市防疫站又在洞口取样化验,其分析结果见表8-12。事故发生当日的有害

气体浓度肯定比表 8-12 所列数据大得多。

表 8-12 爆破后第 7 天洞内取样化验有害气体分析结果

取样编号	有害气体名称	取样地点	通风情况	测得浓度/(mg/m ³)
1	氮氧化物(算成 N ₂ O ₅)	主洞	系水流动自然通风	14.04
2	氮氧化物(算成 N ₂ O ₅)	支洞	系水流动自然通风	16.85
3	一氧化碳(CO)	主洞	系水流动自然通风	360.0
4	一氧化碳(CO)	支洞	系水流动自然通风	360.0

为了进一步弄清炸药爆炸后有害气体的成分和含量,中国人民解放军后勤部某部又进行了炸药爆炸气体单项测试,结果示于表 8-13。

表 8-13 炸药爆炸气体单项测试结果

气体名 气体含量/%	样品编号	A	B	C	D
O ₂		无	无	无	无
N ₂		50.4	47.4	49.9	50.0
NO、NO ₂		无	无	无	无
CO		21.6	21.8	23.6	22.2
CO ₂		28.0	30.8	26.5	27.8
CH ₄ 、C ₂ H ₄		无	无	无	无
Cl ⁻		无	≤0.03 mg/L	无	无
光气		无	无	无	无

注:1. A—炸药,B—炸药、聚氯乙烯,C—炸药、聚苯乙烯,D—炸药、聚氯乙烯、聚苯乙烯。

2. 炸药由 2 号岩石炸药与铵油炸药各 50%组成,另外聚苯乙烯与聚氯乙烯的加入量是 1 kg 炸药与一个袋子质量比的百分数量。

炸药爆炸气体单项试验表明,按工地所用的炸药及包装材料进行爆炸时,生成的气体主要为 N₂、CO、CO₂,未发现 O₂、NO、NO₂、CH₄、C₂H₄、Cl⁻、光气的存在。导流隧洞中 NO₂、NO 及 CO 浓度直至爆破后 7 d 都大大超出了安全允许值。出现这种现象,是由于现场爆破有部分炸药反应不完全。

根据事故现场空气取样分析结果,可以确认事故的原因是爆破有害气体中毒。一氧化碳是死者致死的主要因素。这是因为:a. 根据现场空气取样化验,一氧化碳含量超出允许值(0.0016%)100 倍以上,即达到 0.16%以上,人在这种条件下 0.5~1 h 内将会严重中毒(表 8-6)。可以推定,在死者到达的距离隧洞出口 100 m 深处,一氧化碳的含量将会更高,以致在短时间内可以造成致命中毒。b. 爆破后单项试验表明,爆破呈负氧平衡反应,主要爆生气体为 N₂、CO、CO₂。其中,一氧化碳体积占爆炸气体的 21%~25%。c. 根据现场情况,当事者在导流隧洞中未感到有异味,未看到有色的气体,当事者的眼睛、鼻腔、肺部也未感到有刺激作用。这也说明,在导流隧洞中有害气体的主要成分是无色、无味的一氧化碳。爆破同时生成相当数量的二氧化氮,由于它易溶于水,而密度大于空气,因此,当导流隧洞浸水后,其中的很大一部分均溶于水,生成硝酸并随水流走。另外,同在距离导流隧洞出口 60 m 处工作的 5 名人员中,在断面上部作业的一名人员中毒严重,造成

死亡,在断面下部工作的4名人员都属轻度中毒。这也说明有害气体的主要成分是一氧化碳,而不是二氧化氮。d. 对于中毒人员的临床症状,轻度中毒者表现为头晕、腿软、乏力、低烧等,未发生肺水肿;严重中毒者表现为闪击式休克,呼吸、心脏骤停;死者肺部微血管破裂。脸色除个别人外均正常,未见头发发黄等,表明中毒主要为一氧化碳所致。另外,中毒晕倒后溺水,也是致严重中毒者死亡的原因。

② 有害气体的来源。

爆破后,导流隧洞施工横洞与236.5万立方米爆破堆石体连通。其中坝体内的岩体为143.7万立方米,充填堆石体中的爆炸气体(包括有害气体)通过施工横洞向整个导流隧洞扩散,污染隧洞内空气。又由于爆破后崩落岩块将导流隧洞进口严重堵死,使隧洞实际上成为一个独头巷道,从施工横洞逸散的有害气体在短期内不能排出而淤积在隧洞内。

爆破后2~5 h内,由于从堆石体向施工横洞中扩散的有害气体数量少,也未充斥到整个导流隧洞,因此那时进洞的人员没有发生气体中毒。事故发生在爆破后20 h,可以认为堆石体中爆炸气体已大部分逸散。从施工横洞逸散出的有害气体聚集在隧洞中,从而引起中毒事故的发生。

通过简单的计算,可粗略地估计出进入导流隧洞中有害气体的数量。

爆破堆石体总方量为236.5万立方米,松散系数为24.5%,因此堆石体的孔隙体积总和为 $236.5 \times 24.5\% = 58$ (万立方米)。该体积中应充满着爆炸气体。已知1 kg 硝铵炸药爆炸时大约产生908 L气体,其中有害气体100 L(折合为一氧化碳气体计算),因此在堆石体中的有害气体为6.38万立方米。

假定充斥于堆石体中的爆炸气体在开始时由堆石体表面积(包括与施工横洞相连的地方)均匀地向外扩散,并假设在爆破后20 h内堆石体内爆炸气体基本扩散完,有害气体均匀分布于整个隧洞,则隧洞中一氧化碳有害气体的含量约为0.064%,这足以使人发生严重中毒。

在石砟峪水库定向爆破筑坝导流隧洞中发生爆破有害气体中毒事故的沉痛教训告诫我们,在露天大爆破中必须对爆破有害气体的危险性予以足够的重视。露天大爆破堆石体中充斥着爆破时生成的有害气体(一氧化碳和氮氧化物),这些有害气体将逐步扩散到堆石体周围的大气中。因此,在爆破后的一定时间内,应禁止人员走上爆破堆石体。特别是在爆区附近与堆石体连通的巷道或其他可能聚集爆破有害气体的不利地形和构筑物中,爆破后必须经过专门人员的安全检查,证明其安全情况符合标准时,其他人员才能进入。对存在有害气体的巷道和其他处所,应采取通风措施。在爆破近区进行科研观测和其他工作的人员,应具备有防毒面具或呼吸自救设备,必要时应对大规模露天爆破产生的有害气体进行监测。

拆除爆破产生飞石事故案例分析

2007年1月6日,对杭州西湖边的最高楼、60米高的浙江大学湖滨校区主教学楼3号楼进行了定向拆除爆破。爆破后,整个大楼呈笔直状轰然倒地,倒地部分长约55 m。随后周围弥漫起极大的烟尘,并有许多碎石块向四面八方飞出,距离已经超出了150 m警戒线的范围。就在正对大楼的方向,中国银行有两处外墙遭遇了碎石的突然袭击,被砸出两个明显的大洞,招商银行的一扇玻璃大门也被震碎。周围许多围观群众受到了不同程度的惊吓。由于采用折叠爆破,上部缺口比较高,防护覆盖不够,个别飞石从防护层中逸出时还具有一定的初始速度,又因高度较高,所以飞石抛掷较远。

拆除爆破时出现飞石的原因分析如下。

① 拆除爆破的对象大都是梁、柱、板和墙等,构件薄,钻孔浅,最小抵抗线小,堵塞长度短,尤其

是钢筋混凝土构件,其保护层通常只有2~3 cm,是最容易发生飞石的地方。同时钻孔多,布药面积大,装药分散时,也容易出现飞石。

②在拆除爆破中,大部分的构件爆破都采用了松动爆破的装药量。但是对于框架结构的梁、柱构件和烟囱等构筑物的筒壁爆破,必须把混凝土炸碎并抛掷出来,因此使用的都是抛掷装药量,其单位炸药消耗量为 $1.5\sim 2\text{ kg/m}^3$ (有的薄壁构件达到 2 kg/m^3 以上)。爆破试验表明,爆破飞石与单位炸药消耗量有关。对于一定种类的介质,使用某种炸药爆破时,在一定单位炸药消耗量下,介质只产生变形松动破坏,而不产生抛掷。当单位炸药消耗量超过该介质所需要的变形能量后,多余的能量就会产生抛掷运动,单位炸药消耗量越大,飞石抛掷越远。因此在拆除爆破建(构)筑物过程中,必须使用抛掷爆破单位炸药消耗量时,只有采用加强防护覆盖的措施才能减小飞散物的动能,把它控制在安全距离范围以内。

③拆除爆破中的大部分爆破材质是钢筋混凝土,而且都是薄壁构件,钻孔施工避免不了会出现偏差。例如钢筋混凝土钻孔施工中,如果在设计孔位处碰到了钢筋,只好挪位钻孔。这样就会改变原来的设计参数,如孔距、排距、最小抵抗线等,这些参数的变化对炸药爆炸的作用影响很大,会导致爆破飞石的产生。

事故分析表明,拆除爆破工程中必须加强防护覆盖才能控制因施工偶然欠缺而出现的个别飞石。

【知识归纳】

(1) 爆破危害是指爆破作业过程中可能造成的人员伤害、财产损失、作业环境破坏。根据来源及特性,爆破危害可分为早爆与拒爆、爆破地震、爆破飞石、空气冲击波与噪声、有毒气体、易燃易爆气体或粉尘和心理危害等。

(2) 爆破地震波包括在地层内部传播的体波和在地层表面或介质体表面传播的面波。爆破地震与自然地震的差别主要表现在频率不同、波的衰减速度不同、振动的持续时间不同、破坏能力不同、可控制性不同。爆破振动强度的计算大多使用萨道夫斯基得出的公式计算。

(3) 降低爆破振动的技术措施一般包括:控制最大单段装药量,采用预裂爆破形成预裂缝或预先凿出防震孔、开挖减震沟,采用低威力、低爆速炸药及改变装药结构,改变起爆方向或顺序,进行爆破振动监测。

(4) 拆除爆破降低塌落振动的技术措施一般包括:采用分段分层折叠倒塌,地面铺垫缓冲材料,开挖隔震沟。

(5) 冲击波是空气中、岩土内和水中炸药爆炸时的又一种外部作用效应。当爆炸空气冲击波的超压降至 0.02 MPa 以下时,冲击波蜕变为声波。

(6) 爆破产生个别飞石的距离与爆破参数,堵塞质量,地形、地质构造,气象等诸多因素有关。

(7) 炸药爆炸时产生的有害气体主要是指爆炸过程中产生的氮氧化物(N_xO_y)和一氧化碳(CO)。

(8) 引起早爆的主要原因是爆区周围的外来电场,主要指雷电、杂散电流、感应电流、静电、射频电、化学电。拒爆是指雷管或炸药未按设计要求起爆的现象。

(9) 《爆破安全规程》(GB 6722—2003)规定,A级、B级、C级拆除爆破和对安全影响较大的D级爆破工程都应进行安全评估。对A级拆除爆破工程以及有关部门认定的重要或重点拆除爆破工程,应实施爆破安全监理。

(10) 爆破是一项与安全紧密相关的生产活动,爆破作业必须遵循《爆破安全规程》(GB 6722—

2003)和其他相应的法律法规。

【独立思考】

8-1 根据爆破作业过程的特点,爆破过程中主要存在哪些爆炸危害源?根据其来源和特性,爆炸危害又可分为哪几类?

8-2 影响爆破振动强度的因素有哪些?爆破地震安全距离如何确定?如何降低爆破地震效应?

8-3 爆破地震波在产生和传播过程中主要受到哪些因素的影响?

8-4 塌落振动产生的原因有哪些?振速如何计算?预防措施有哪些?

8-5 爆破飞石产生的原因有哪些?安全距离如何计算?预防措施有哪些?

8-6 爆炸有害气体对人体有何危害?

8-7 杂散电流产生的原因有哪些?

8-8 处理拒爆和残药的常用方法有哪几种?

8-9 爆破安全评估包含哪些内容?

8-10 爆破安全监理的主要内容是什么?

8-11 爆破事故的应急预案包含哪些内容?

8-12 爆破作业包含哪些风险源?

【参考文献】

- [1] 金骥良,顾毅成,史雅语.工程爆破安全.北京:冶金工业出版社,2004.
- [2] 汪旭光.爆破设计与施工.北京:冶金工业出版社,2011.
- [3] 汪旭光,于亚伦,刘殿中.爆破安全规程实施手册.北京:人民交通出版社,2004.
- [4] 刘殿书,李胜林.爆破工程.北京:科学出版社,2011.
- [5] 郭学彬,张继春.爆破工程.北京:人民交通出版社,2007.
- [6] 王海亮.工程爆破.北京:中国铁道出版社,2008.
- [7] 高尔新,杨仁树.爆破工程.北京:中国矿业大学出版社,1999.

凿岩机械

课前导读

▽ 内容提要

本章的主要内容为机械破岩的钻孔方法和基本原理，常用钻孔机械及其基本参数。本章的教学重点及难点在于对破岩机理的理解。

▽ 能力要求

通过本章的学习，学生应掌握机械凿岩的冲击、旋转、滚压破岩原理，了解常用凿岩机械的性能参数和适用条件。

9.1 机械凿岩原理

9.1.1 钻孔方法

钻凿炮孔是工程爆破的第一道工序,占据很大比例的作业时间和设备投入,并在很大程度上决定着爆破工作的效率和工期。爆破技术的改进和爆破效率的提高往往依赖于钻孔方法和钻孔机具。在钻孔过程中,要根据工程量、工期、施工场地条件以及岩石物理力学性能参数,合理选择凿岩设备和钻孔机具。目前,大型岩土工程基本上实现了机械化钻孔。

按照工作场所和使用条件,钻孔机械可分为露天和地下两大类。潜孔钻机和凿岩台车作为通用设备,可用于露天深孔和地下深孔钻孔作业。不同钻孔工具的破岩机理不同。钻孔方法分为冲击式、旋转式、旋转冲击式和滚压式四种。此外,还有热能钻孔、微波钻孔、激光钻孔、水射流钻孔以及氟氧化学反应钻孔等方法。

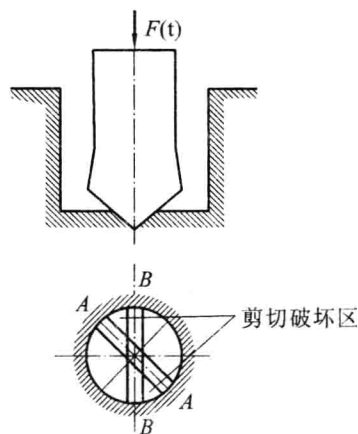


图 9-1 冲击式凿岩原理

地接触孔底岩石,才能更有效地破岩。这种方法对坚硬岩石的破碎很有效,所需的轴推力不大,凿岩机具简单,能在潮湿的条件下可靠地工作,因此被广泛采用。但是它的效率低,能耗大,噪声也大。

9.1.3 旋转式凿岩原理

旋转式凿岩是利用钎子连续的旋转切削来破碎岩石的成孔方法。它的破岩原理如图 9-2 所示。在轴向压力 P 的作用下,钎刃被压入岩石,同时钎刃不停地旋转,由旋转力矩 M 推动钎刃产生切削力 G 向前切削岩石,使孔底岩石连续地沿螺旋线被破坏。由于岩石具有脆性,所以它的破坏形式是在钎刃前一块接一块地崩落,粉尘颗粒较大。这种破岩方式只适用于较软岩石。

9.1.2 冲击式凿岩原理

冲击式凿岩是利用钎子的冲击作用将岩石凿碎,如图 9-1 所示。

当钎头在冲击力作用下凿到岩石上时,钎刃便切入其中,此时钎刃下方和旁侧的岩石被破坏,形成一条凿沟 A—A;随后将钎头转动一个角度,再进行下一次冲击,形成第二条凿沟 B—B。若钎头的冲击力足够大,转动角度适合,两条凿沟之间的扇形岩体在凿 B—B 凿沟的同时就会被剪切破坏。上述过程循环往复,钎头便可不断凿碎岩石,炮孔就可逐渐形成并加深。但必须及时排除岩粉,并对凿岩机施以轴向推力,使钎刃紧密

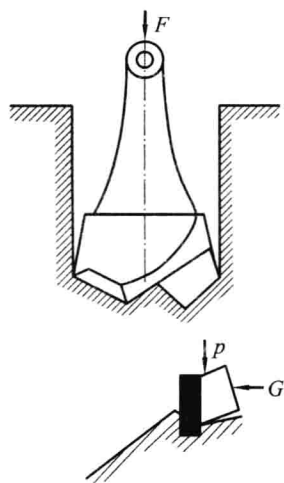


图 9-2 旋转式凿岩机理

9.1.4 滚压破岩原理

滚压破岩是靠牙轮滚动产生的冲击压碎和剪切碾碎作用破碎岩石的。根据穿凿矿岩性质的不同,牙轮上常用的齿形为球形和楔形:前者用于坚硬岩石,后者用于塑性较大的中硬岩石。牙轮滚压破岩原理如图 9-3 所示。

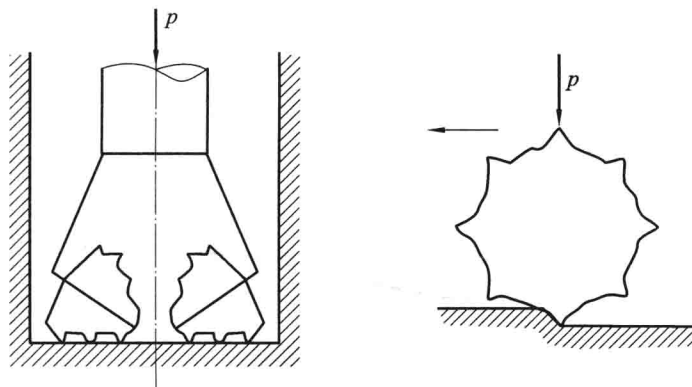


图 9-3 牙轮滚压破岩原理

对牙轮施加的载荷是轴压力(推力)和滚动力(扭矩)。轴压力使牙轮齿压入岩石;滚动力使牙轮滚压岩石,造成对岩石的冲击。滚压破岩中剪切碾碎作用源于如下三个方面:

① 滚压工具与岩石接触面上的摩擦力。它对接触面的岩石表面产生碾碎作用。

② 滚压工具作圆周运动时的向心力。它对滚压工具内侧岩石产生剪切作用。

③ 认为造成滚刀或牙轮的滑动,从摩擦角度而言,滑动是有害的,但对塑性类岩石,滑动有助于扩大岩石破碎面积,提高破碎效率。这种破碎岩石的过程类似切削(刮刀),它与切削的区别是:在冲击将岩石压碎成许多漏斗形状的条件下,工具通过滑移而使岩石破碎。

9.2 浅孔与中深孔凿岩机械

9.2.1 风动凿岩机

它以压缩空气为动力,结构简单,性能可靠,使用安全。风动凿岩机必须具备以下借以完成一些主要动作和辅助动作的机构和装置,即冲击配气机构、转钎机构、推进机构、排粉系统、润滑系统和操纵机构等。风动凿岩机的类型很多,常见的有以下几种。

(1) 手持式凿岩机

手持式凿岩机也称手钻,质量通常小于 20 kg,功率较小,劳动强度大,钻孔速度慢,一般用于钻凿向下的城镇爆破浅孔,如图 9-4 所示。

(2) 气腿式凿岩机

其质量通常为 22~30 kg,带有起支撑和推进作用的气腿,可减轻体力劳动,在岩巷掘进中应用较广。其一般可用于钻凿深度为 2~5 m、孔径为 34~42 mm 或带有一定倾角的小直径

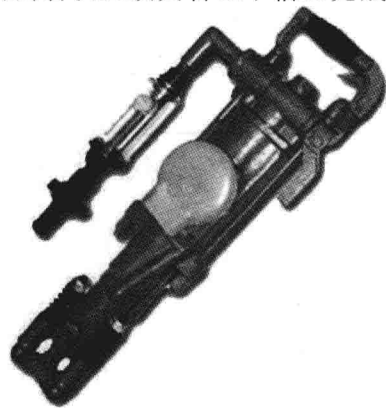


图 9-4 手持式凿岩机

炮孔。图 9-5 所示为气腿式凿岩机的结构,图 9-6 所示为 YT-28 型气腿式凿岩机外形。

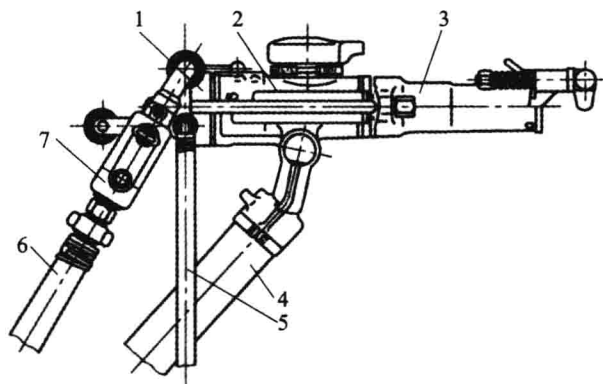


图 9-5 气腿式凿岩机结构图

1—柄体(操纵机构);2—气缸(冲击、转钎机构);3—机头;4—气腿(推进机构);5—水管;6—气管;7—注油器(润滑机构)



图 9-6 YT-28 型气腿式凿岩机

(3) 伸缩式(向上式)凿岩机

其带有轴向气腿,可钻凿 $60^{\circ}\sim 90^{\circ}$ 的向上炮孔,专供掘进反井、煤仓和打锚杆使用。其一般质量为 40 kg 左右,可钻孔深为 2.5~6 m、孔径为 36~48 mm 的炮孔。常见型号有 YSP-45 等。

(4) 导轨式凿岩机

其属于大功率凿岩机,质量为 35~100 kg,配备有导轨架和自动推进装置。使用时,需将导轨架连同自动推进装置、凿岩机安设在起支撑作用的钻架上,或与凿岩台车、钻装机配合用于掘进钻孔。在立井内钻孔时,与伞钻或环形钻架配合使用。

常见的国产风动凿岩机技术特征见表 9-1。

表 9-1 常见的国产风动凿岩机技术特征

型号 技术特征	手持式	气腿式		向上式	导轨式			
	01-30	YT-23	YT-26	YSP-45	YG-40	YG-80	YGZ-90	YGP-28
质量/kg	28	24	26	44	36	74	90	28
气缸直径/mm	65	76	75	95	85	120	125	95
活塞行程/mm	60	60	70	47	80	70	62	50
冲击频率/(次/min)	1650	2100	2000	2700	1600	1800	2000	2700

续表

型号 技术特征	手持式	气腿式		向上式	导轨式			
	01-30	YT-23	YT-26	YSP-45	YG-40	YG-80	YGZ-90	YGP-28
使用风压/MPa	0.5	0.5	0.5	0.5	0.5	0.5	0.5~0.7	0.5
耗气量/(m ³ /min)	<2.2	<3.6	<3.5	<5.0	5	8.1	11	4.5
使用水压/MPa	0.2~0.3	0.2~0.3	0.2~0.3	0.2~0.3	0.3~0.5	0.3~0.5	0.4~0.6	0.2~0.3
钻孔直径/mm	34~40	34~42	34~43	35~42	40~50	50~70	50~80	43
最大钻深/m	4	5	5	6	15	40	30	5

9.2.2 液压凿岩机

液压凿岩机是 20 世纪 70 年代开始应用于生产的新型凿岩机械,它以高压油为全部驱动力。液压凿岩机具有输出功率大,钻孔速度快,能量消耗低,零件和钎具寿命长,钻孔强度高,液压控制完善等优点。液压凿岩机与全液压钻车配套使用,可有效提高凿岩钻孔的机械化水平,为实现快速、高效、优质、安全的凿岩作业开创了一条新路。

我国液压凿岩机的研制工作起步较晚,目前有 10 多个单位研制出了 20 多种型号的液压凿岩机和钻车,逐步形成了液压凿岩设备的产品系列。自行研制的全液压凿岩设备已经结合我国国情进入了实际应用和成熟阶段。进入 20 世纪 90 年代中期后,电脑导向和全自动控制凿岩机器人的实用化研制取得了实质性进展。国外液压凿岩机发展具有产品改进和更新换代快、凿岩向大功率和自动化方向发展等特点,从井下到露天,从掘进到采矿,从小型手持式到超重型,品种规格齐全。国外液压凿岩机冲击功率大多为 20 kW,少数重型凿岩机冲击功率为 30~40 kW,最大达到 70 kW;冲击频率一般为 30~70 Hz,最大达 105 Hz;扭矩一般小于 1000 N·m,最大可达到 3900 N·m。用于露天爆破钻孔作业的凿岩机钻孔直径为 23~275 mm,大多为 64~102 mm;用于掘进钻孔作业的凿岩机钻孔直径一般为 33~64 mm;用于中深孔采矿钻孔作业的凿岩机钻孔直径一般为 64~127 mm。目前瑞典 Atlas、芬兰 Tamrock、法国 Secoma、日本古河(FURUKAWA)等公司生产的液压凿岩机及其配套钻车的品种形式和技术水平在国际上具有一定的代表性。瑞典 COP1238 液压凿岩机的外形如图 9-7 所示。国产液压凿岩机的主要技术性能参数见表 9-2。

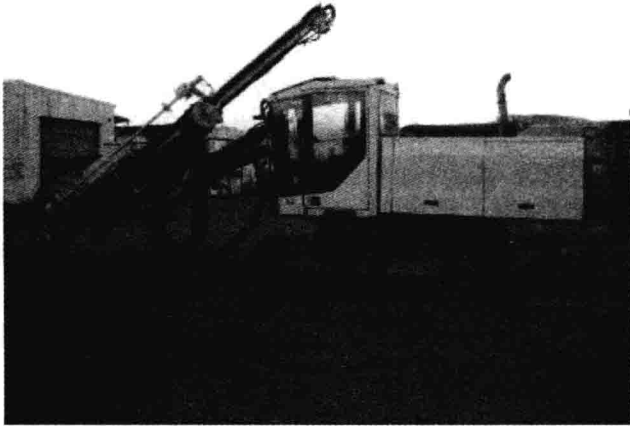


图 9-7 瑞典 COP1238 液压凿岩机

表 9-2 国产液压凿岩机的主要技术性能参数						
型号	冲击能/J	钎杆 转速/(r/min)	最大 扭矩/(N·m)	冲击 压力/MPa	冲击 频率/Hz	钻孔 直径/mm
YYG-80	150	0~300	150	10~12	50	<50
GYYG-20	200	0~250	200	13	50	50~120
CYY-20	200	0~250	300	16(20)	37~66	<50
YYG-250B	240~250	0~250	300	12~13	50	50~120
YYG-90A	150~200	0~300	140	12.5~13.5	48~58	<50
YYG-90	200~250	0~260	200	12~16	41~50	<50
YYG-250A	350~500	0~150	700	12.5~13.5	32~37	<50
DZYG38B	300	0~300	500 或 750	15~21.5	40~60	65~125
YYGJ-90		0~250	300	16~18	44~64	<50
YYGJ-110	220~300					<50
YYGK-300	130~220	0~300	240	16~20	42~62	<50
YYGK-200		0~300	240	16~20	38~60	<50
YYG120			200	15	36~55	<50
YYG110			200	15~24	40~53	<50
YYG150			550~1000	25	40~60	<50
HYD200	200	200~400	300	14~16	34~67	27~64
HYD300	300	200~400	100~300	16~19	34~50	38~89

9.2.3 凿岩钻车

凿岩钻车是将凿岩机、推进装置、定位装置等安装在机械底盘或钻架上进行凿岩作业的设备。按照使用的场合,其可分为露天凿岩钻车和地下凿岩钻车。

按驱动动力,凿岩钻车分为气动凿岩钻车、全液压凿岩钻车、气液联合式凿岩钻车。气动凿岩钻车的凿岩钻孔以及炮孔的定位、定向等动作靠气压传动完成。全液压凿岩钻车配置全液压凿岩机,钻车的全部动作均由液压传动完成。气液联合式凿岩钻车除了凿岩机动作是气动之外,其余动作均靠液压传动完成。

露天凿岩钻车(习惯称钻机)上一般安装一台凿岩设备,采用履带或轮胎行走,具有整机质量小,爬坡能力强,能够钻凿多种方位钻孔,调整钻机位置迅速准确等优点。其主要用于硬或中硬岩的钻孔作业,钻孔直径一般为 40~100 mm。在采石场、水电、交通等工程及小型露天矿山开挖(采)中,凿岩钻车可作为主要的钻孔设备;在二次破碎、边坡处理、清除根底中可作为辅助钻孔设备。在中小型露天矿山开挖(采)中,液压凿岩钻车可取代气动潜孔钻机。

地下凿岩钻车(习惯称台车)分为掘进凿岩钻车、采矿钻车和锚杆钻车。其中掘进凿岩钻车安装有 2~4 台凿岩设备,钻孔直径大多为 38~64 mm,一次推进深度为 5~6 m,主要用于岩石巷道、

隧道涵洞和地下工程爆破掘进时的钻孔作业。采矿钻车安装有 1~2 台凿岩设备,钻孔直径大多为 51~115 mm,钻孔深度大多为 10~30 m,主要用于金属矿山、井下开采矿场和大型硐室中、深炮孔的钻凿作业,行走方式有轮轨、履带和轮胎三种。

全液压凿岩钻车作为一种集机电液为一体的技术密集型产品,具有节能、高效、成本低和作业条件好等显著优点,是钻机的发展趋势。露天液压凿岩钻车钻孔直径大多为 35~130 mm,最大已达到 150 mm,钻孔深度为 10~30 m。

当凿岩钻车钻孔深度超过 20 m 时,由于接杆凿岩能量损失大,效率会显著降低。图 9-8 所示为阿特拉斯·科普柯 Boomer XE3 C 型凿岩钻车。

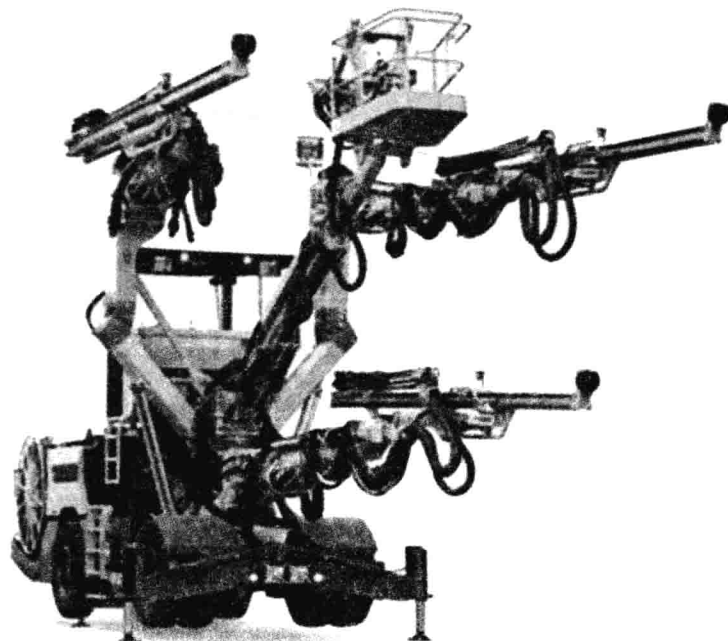


图 9-8 阿特拉斯·科普柯 Boomer XE3 C 型凿岩钻车

9.3 深孔凿岩机械

9.3.1 潜孔钻机

潜孔钻机是一种回转加冲击的钻机,钻杆前端装有与钻头相连接的风动或液压冲击器,钻杆由回转机构带动回转。凿岩时,冲击器潜入孔底,压缩空气由钻杆内部送入冲击器中,经配气装置带动锤体高频冲击钻头,岩石在钻头的冲击和回转作用下被破碎成岩粉,再由压缩空气吹出孔外。与牙轮钻机相比,潜孔钻机具有灵活机动、设备质量较轻、投资小、成本低等特点,适合多种深孔爆破使用。

目前,潜孔钻机被公认为是钻凿坚硬岩石经济、有效的钻孔机械,可在露天和地下使用,在中硬或中硬以上($f \geq 8$)的矿岩中可凿岩 $\phi 25 \sim \phi 80$ mm、深度不大于 30 m 的炮孔。国产 KQ-200 型潜孔钻机如图 9-9 所示。部分国产潜孔钻机的主要技术性能参数见表 9-3。

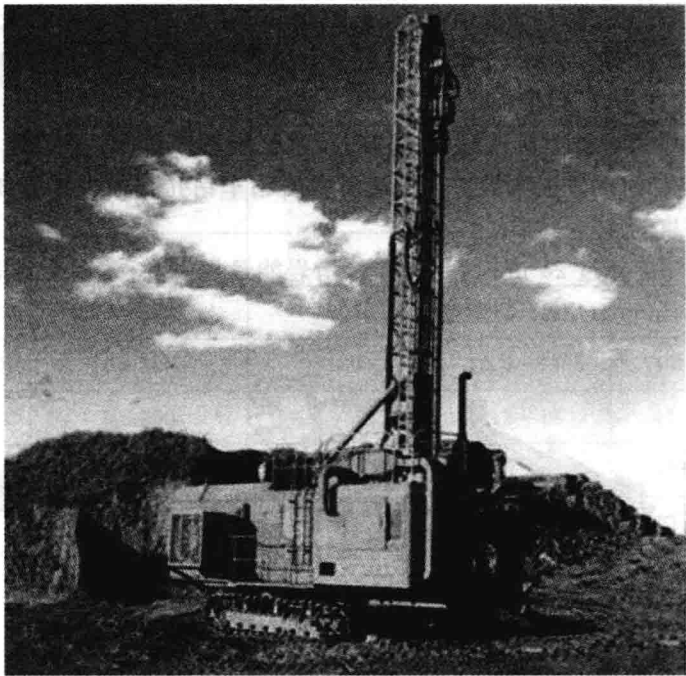


图 9-9 KQ-200 型潜孔钻机

表 9-3 部分国产潜孔钻机的主要技术性能参数

型号		钻孔直径/mm	钻孔深度/m	行走方式(效率)
轻型钻机	YQ-80	80	20	轮胎
	YQ-100B	100	12	履带
	YQ-100	100	向下 17,水平 50	可装在拖拉机上
	CLQ-80	85~110	20	履带自行
中型钻机	YQ-150A	150~170	17	履带自行
	YQ-150B	150	17	履带自行
	KQ-150	150~170	17	履带自行
重型钻机	KQ-200	200~220	19,穿孔速度为 12~18 m/h	效率:70~80 m/台班
	KQ-250	230~250	18,穿孔速度为 3~4 m/h	效率:20~25 m/台班

高效液压潜孔钻机的应用简化了深孔爆破的施工组织。液压潜孔钻机以内燃机为设备动力,空气压缩机为冲击凿岩动力,具备多功能特点,使用和维修简便。与传统的全气动钻机相比,最大的优点是能耗低,进尺快,综合能源可节约 45%~50%,即使在中小型矿山中使用也很方便。其对钻孔平台的要求也不是很高,有的液压钻机还配备了电子检测、自动定位、自动控制系统,钻孔精度更高。其大大缩短了准备工作时间,促进了深孔爆破技术的发展。液压潜孔钻机以瑞典的阿特拉斯(Atlas Copco)、美国英格索兰(Ingersoll-Rand)、日本古河和芬兰 Tamrock 四个品牌最为著名。这四家公司不仅生产露天开采的液压潜孔钻机,而且生产地下开挖的多臂液压钻架台车。其产品已为我国许多重点工程所采用,有的专业制造商已与我国钻机生产厂家合作生产液压潜孔钻机。常见液压潜孔钻机性能参数见表 9-4。

表 9-4 常见的液压潜孔钻机性能参数

型号	钻孔直径/mm	钻孔深度/m	备注
山河智能 SWD 系列	90~180	40	一体化液压潜孔钻机
XCL251N	80~130	垂直方向为 25,水平方向为 45	宣化采掘
XC120Y	80~140	30	宣化采掘
KQY90A	70~130	30	宣化恒泰
CM358	105~165	40	宣化金科
YQZ-100	80~120	20	宣化英立
阿特拉斯 ECM580	64~102	20	瑞典阿特拉斯·科普柯
阿特拉斯·科普柯 ROCDD7	64~115	30	阿特拉斯·科普柯
阿特拉斯 ROCDF9C	89~127	40	阿特拉斯·科普柯
SOLO 系列	64~127	40~54	TAMROCK
Pantera 系列	76~152	40~50	TAMROCK
Titon 系列	70~190	40~50	SANDVIK-山特维克
CM695D	105~254	40~50	英格索兰
HCR1200 系列	64~120	35~40 m/h	日本古河

9.3.2 牙轮钻机

牙轮钻机是一种钻孔效率高,机械化、自动化程度高,适用于各种硬度岩石穿孔作业的大型露天深孔钻机。一般钻孔直径为 250~330 mm,少数为 380 mm,并有向 450 mm 发展的趋势。因机身笨重、行走速度慢、一次性投资高等原因,目前牙轮钻机多用于大型露天爆破。

应用牙轮钻机钻孔时,主要通过推压机构和回转机构使钻具回转,并给钻头施加轴向压力,岩石在这种动压和静压产生的应力下破碎。在破碎的同时,用压缩空气使岩粉或岩碴排出,形成炮孔。牙轮钻机与钢绳冲击钻机相比,穿孔效率提高 3~5 倍,钻孔成本降低 10%~30%。在坚硬以下岩石中钻直径大于 150 mm 的炮孔时,牙轮钻机明显优于潜孔钻机,穿孔效率高 2~3 倍,每米炮孔穿孔费用低 15%。

牙轮钻机的选择应与爆破规模、岩石性质、装运设备相适应,见表 9-5。

表 9-5 牙轮钻机的选择

炮孔直径/mm	岩石硬度		
	中硬	坚硬	极硬
120~150	ZX-150	KY-150	—
	KY-150		
170~270	KY-250	YZ-35	YZ-35
	YZ-35	45-R	
	45-R	KY-250	

续表

炮孔直径/mm	岩石硬度		
	中硬	坚硬	极硬
270~310	60-R(Ⅲ)	60-R(Ⅲ)	60-R(Ⅲ)
	YZ-55	KY-310	KY-310
		YZ-55	YZ-55
310~380	YZ-55	YZ-55	YZ-55
	60-R(Ⅲ)	60-R(Ⅲ)	60-R(Ⅲ)

【例 9-1】 爆破凿岩设备的选型配套原则是什么？

【解】 爆破凿岩设备主要包括钻机、空气压缩机和辅助设备。影响凿岩设备选型配套的因素很多,总体上应根据工程需要、作业环境条件、设备性能和经济效益等因素进行选型和组合配套,以充分发挥设备的综合施工能力。

- ① 选用的设备应与施工组织设计确定的施工方案和工艺流程相适应,设备的生产能力应满足工程施工进度、质量、安全、环保的需要。
- ② 选用的设备应满足道路、桥梁、作业面、地质条件等环境条件要求。
- ③ 设备配套方案中,应先明确主导设备、配属设备和辅助设备,主导设备、配属设备和辅助设备的性能参数要相匹配。
- ④ 设备配套方案应进行多方案技术经济比较,选择出经济效益最好、投入最少的方案。
- ⑤ 同一工地设备品牌、型号不宜过多,以方便维修保养和设备管理。
- ⑥ 在条件许可的情况下充分利用已有设备,新购设备应兼顾今后类似工程的需要。

【案例分析】

××公司土建工程石方爆破开挖凿岩设备配套情况如下。××公司在复杂条件下的高强度石方开挖工程中,岩体为青灰色石灰岩,节理裂隙较发育,石方开采量为 $2.98 \times 10^6 \text{ m}^3$,施工工期为 45 d。开挖施工区域东西长 1587 m,南北宽 619 m,地势南高北低,最大高差为 33 m,开挖深度为 8~33 m。区域内有 4 条高压线通过,临近有 7 个行政村,距民房最小距离为 400 m。开挖采用深孔台阶爆破技术,钻孔直径为 115 mm,台阶高 10~20 m,主爆孔炸药为铵油炸药,φ60 mm 乳化炸药为起爆药,采用导爆管毫秒延期雷管起爆网路。选用表 9-6 所示的配套设备,实际工期为 42 d,完成了全部石方开挖工程。

表 9-6 爆破凿岩机械配套情况

钻机型号	数量/台
阿特拉斯潜孔钻机(RO_PC)	5
英格索兰潜孔钻机(CM341、CM351)	20
三脚架钻机	15
手风钻(7655、YT24)	20

【知识归纳】

- (1) 钻孔方法分为冲击式、旋转式、旋转冲击式和滚压式四种。
- (2) 浅孔穿凿一般采用气腿式风动凿岩机。
- (3) 中深孔穿凿一般采用电动凿岩机和凿岩台车。
- (4) 深孔爆破穿凿一般采用潜孔钻机和牙轮钻机。

【独立思考】

- 9-1 按照破岩机理的不同,机械钻孔法通常包含哪几类?
- 9-2 潜孔钻机有哪些优点?
- 9-3 冲击式凿岩破岩机理是什么?
- 9-4 滚压破岩原理是什么?
- 9-5 牙轮钻机的特征有哪些?其主要优点是什么?

【参考文献】

- [1] 李夕兵. 凿岩爆破工程. 长沙:中南大学出版社,2011.
- [2] 汪旭光. 爆破设计与施工. 北京:冶金工业出版社,2011.
- [3] 韦爱勇. 工业爆破技术. 哈尔滨:哈尔滨工业大学出版社,2004.
- [4] 刘殿书,李胜林. 爆破工程. 北京:科学出版社,2011.
- [5] 郭学彬,张继春. 爆破工程. 北京:人民交通出版社,2007.

[General Information]

书名=爆破工程

作者=徐颖, 孟益平, 吴德义主编; 汪海波, 杨自友, 谢华刚副主编; 沈兆武, 宗琦主审

页数=253

SS号=13631826

DX号=

出版日期=2014.06

出版社=武汉大学出版社

封面

书名

版权

前言

目录

1 绪论

- 1.1 爆破工程的现状与发展
- 1.2 爆破工程的主要研究内容
- 1.3 爆破方法和爆破技术的分类
- 1.4 工程爆破技术的发展趋势

独立思考

参考文献

2 炸药爆炸基本理论

- 2.1 概述
- 2.2 炸药氧平衡和化学参数
- 2.3 炸药的起爆与感度
- 2.4 炸药的爆轰理论
- 2.5 炸药的爆炸性能

知识归纳

独立思考

参考文献

3 爆破材料和起爆方法

- 3.1 工业炸药
- 3.2 起爆材料
- 3.3 起爆方法

知识归纳

独立思考

参考文献

4 爆破破岩机理

- 4.1 岩石爆破理论发展阶段
- 4.2 岩石中的爆炸应力波
- 4.3 岩石爆破作用
- 4.4 炸药在岩石中的爆破破坏过程
- 4.5 爆破漏斗理论
- 4.6 光面爆破与预裂爆破
- 4.7 微差爆破
- 4.8 聚能效应
- 4.9 装药量计算原理
- 4.10 影响爆破作用的因素

知识归纳

独立思考

参考文献

5 露天爆破

- 5.1 爆破工程地质

5.2 露天浅孔爆破

5.3 露天深孔爆破

5.4 硐室爆破

知识归纳

独立思考

参考文献

6 地下工程爆破

6.1 概述

6.2 井巷掘进爆破

6.3 隧道掘进爆破

6.4 地下采矿爆破

知识归纳

独立思考

参考文献

7 拆除爆破技术

7.1 拆除爆破原理

7.2 拆除爆破设计

7.3 基础类构筑物的拆除爆破

7.4 高耸构筑物的拆除爆破

7.5 楼房拆除爆破

7.6 水压爆破

知识归纳

独立思考

参考文献

8 爆破安全与管理

8.1 爆破危害

8.2 爆破地震及其控制

8.3 塌落振动及其控制

8.4 爆破冲击波、噪声及其控制

8.5 爆破飞石安全距离及其防护

8.6 爆破有害气体

8.7 早爆、拒爆及其预防

8.8 爆破与环境保护

8.9 爆破安全管理

8.10 爆破安全法规简介

知识归纳

独立思考

参考文献

9 凿岩机械

9.1 机械凿岩原理

9.2 浅孔与中深孔凿岩机械

9.3 深孔凿岩机械

知识归纳

独立思考

参考文献